

UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR

FACULTAD DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA, MINAS,
PETRÓLEOS Y AMBIENTAL

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

OPTIMIZACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN
DE LA VETA SUCRE, MINA BETHZABETH-
AYAPAMBA, A PARTIR DEL NIVEL 1339 msnm EN
PROFUNDIDAD

MARÍA JOSÉ SUÁREZ MENDOZA

Quito, junio, 2012

UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR
FACULTAD DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA, MINAS, PETRÓLEOS Y
AMBIENTAL
CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

OPTIMIZACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA
SUCRE, MINA BETHZABETH-AYAPAMBA, A PARTIR DEL NIVEL 1339
msnm EN PROFUNDIDAD

Trabajo de grado presentado como requisito parcial para optar el Título de
Ingeniera de Minas

MARÍA JOSÉ SUÁREZ MENDOZA

TUTOR: ING. ADÁN GUZMÁN

Quito, junio, 2012

DEDICATORIA

Dedico todo lo que he logrado a mis Padres y Hermanos, quienes han sido mi inspiración y apoyo. Todo ha sido para que se sientan orgullosos de mí.

AGRADECIMIENTO

A Dios por darme la fuerza y la fe que necesité en los momentos difíciles que se presentaron durante todos estos años. A mis padres, Lida y Olmedo, que con sus consejos y apoyo me guiaron e hicieron posible cada meta alcanzada. A mis hermanos, Damián y María Judith, que estuvieron junto a mí compartiendo mis alegrías y abatimientos. A todos ellos por confiar en mí, y brindarme su amor y comprensión, de manera incondicional, durante toda mi vida.

A la Carrera de Ingeniería de Minas, sus docentes, por compartir sus conocimientos y formar profesionales íntegros y de alta calidad moral. Un agradecimiento especial al Ingeniero Adán Guzmán, quien me orientó de forma desinteresada en el desarrollo de mi Tesis.

A la empresa ELIPE S.A, en especial al Ingeniero Franklin Guañuna; por darme la oportunidad de colaborar en tan prestigiosa empresa y poder llevar a cabo mi Tesis de Grado.

A mis amigos y compañeros de la "Gloriosa Escuela de Minas", por ser como una familia y fomentar la hermandad en cada integrante de la Carrera.

A todos quienes colaboraron de diferentes formas en mi vida estudiantil y en el desarrollo de mi Tesis.

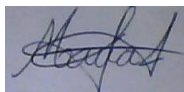
MARÍA JOSÉ SUÁREZ

AUTORIZACIÓN DE LA AUTORÍA INTELECTUAL

Yo, María José Suárez Mendoza en calidad de autora del trabajo de Tesis realizada sobre Optimización del Método de Explotación de la veta Sucre, mina Bethzabeth-Ayapamba, a partir del nivel 1339 msnm en profundidad, por la presente autorizo a la UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR, hacer uso de todos los contenidos que me pertenecen o de parte de los que contienen esta obra, con fines estrictamente académicos o de investigación.

Los derechos que como autor me corresponden, con excepción de la presente autorización, seguirán vigentes a mi favor, de conformidad con lo establecido en los artículos 5, 6, 8; 19 y demás pertinentes de la Ley de Propiedad Intelectual y su Reglamento.

Quito, a 7 de junio de 2012



CC: 1310482383

INFORME DE APROBACIÓN DEL TUTOR

En mi carácter de Tutor del Trabajo de Grado, presentado por la señorita María José Suárez Mendoza, para optar el Título de Ingeniera de Minas cuyo título es de Tercer Nivel, considero que el mismo reúne los requisitos y méritos suficientes para ser sometido a presentación pública y a la correspondiente evaluación académica, por parte del jurado examinador que se designe.

Quito, Distrito Metropolitano, a los 7 días del mes de junio de 2012.

A handwritten signature in blue ink, appearing to read 'Adán Guzmán', is written over a faint, horizontal, oval-shaped stamp or watermark.

Ing. Adán Guzmán

APROBACIÓN DEL TRIBUNAL

OPTIMIZACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA SUCRE, MINA BETHZABETH-AYAPAMBA A PARTIR DEL NIVEL 1339 msnm EN PROFUNDIDAD

El Tribunal de Grado, constituido por:

Ing. Marco Zaldumbide

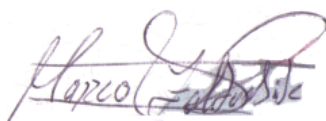
Ing. Gerardo Herrera

Ing. Carlos Ortiz

Luego de recepcionar la presentación del trabajo de grado previo a la obtención del título de Ingeniera de Minas, presentado por la señorita María José Suárez Mendoza, con el título: Optimización del Método de Explotación de la Veta Sucre, Mina Bethzabeth-Ayapamba, a partir del nivel 1339 msnm, en profundidad, ha emitido el siguiente resultado: aprobar el Trabajo de Grado.

7 de junio de 2012

Para constancia de lo actuado, los miembros lo suscriben



Ing. Marco Zaldumbide



Ing. Gerardo Herrera



Ing. Carlos Ortiz

ÍNDICE GENERAL

CAPÍTULO I	1
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1 ENUNCIADO DEL TEMA	1
1.2 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	1
1.3 JUSTIFICACIÓN	3
1.4 OBJETIVOS	3
1.4.1 Objetivo general	3
1.4.2 Objetivos específicos	3
1.5 FACTIBILIDAD Y ACCESIBILIDAD	4
1.5.1 Factibilidad	4
1.5.2 Accesibilidad a la información	4
CAPÍTULO II	5
2. MARCO TEÓRICO	5
2.1 MARCO INSTITUCIONAL	5
2.2 MARCO LEGAL	6
2.2.1 Constitución de la República del Ecuador (Publicada en el Registro Oficial 449 del 20 de octubre de 2008)	6
2.2.2 Ley de Minería (Publicado en el Registro Oficial 517 del 29 de enero del 2009)	8
2.2.3 Reglamento General de la Ley de Minería (Publicado en el Suplemento del Registro Oficial 67 del 16 de noviembre del 2009) .	11
2.2.4 Reglamento de Seguridad Minera. (Decreto Ejecutivo No. 3934. RO/ 999 de 30 de Julio de 1996)	12
2.3 MARCO REFERENCIAL	13
2.3.1 Generalidades	13
2.3.1.1 Información básica del área minera Bethzabeth	13
2.3.1.2 Topografía y relieve	16

2.3.1.3 Accesibilidad y Vías de comunicación.....	16
2.3.1.4 Hidrografía	18
2.3.1.5 Clima	19
2.3.1.6 Vegetación	20
2.3.1.7 Aspectos Socioeconómicos	21
2.3.1.8 Actividades mineras previas.....	22
2.3.2 Geología y Mineralización.....	22
2.3.2.1 Geología Regional.....	22
2.3.2.2 Geología Estructural.....	23
2.3.2.3 Geología Local	24
2.3.2.4 Geología del yacimiento.....	25
2.3.2.5 Mineralización	28
2.3.2.6 Propiedades Técnico-Mineras del yacimiento	29
2.3.2.7 Reservas Calculadas	29
2.3.3 Mecánica de Rocas	32
2.3.3.1 Peso específico	32
2.3.3.2 Densidad	32
2.3.3.3 Peso volumétrico.....	33
2.3.3.4 Porosidad	33
2.3.3.5 Esponjamiento.....	34
2.3.3.6 Resistencia de las rocas y del mineral	34
2.3.4 Método de explotación Cut and Fill.....	37
2.3.4.1 Definiciones.....	38
2.3.4.2 Razones para selección del método	39
2.3.4.3 Variantes	41
2.4 HIPÓTESIS	46
CAPÍTULO III.....	47

3. DISEÑO METODOLÓGICO.....	47
3.1 TIPO DE ESTUDIO	47
3.2 UNIVERSO Y MUESTRA.....	47
3.3 MÉTODOS Y TÉCNICAS.....	47
3.3.1 Ensayos de laboratorio	48
3.3.1.1 Peso específico	48
3.3.1.2 Resistencia a la compresión simple	49
3.3.1.3 Índice de carga puntual	51
3.3.2 Desarrollo Minero	52
3.3.2.1 Acceso a la mina	52
3.3.2.2 Preparación de la mina	74
3.3.3 Seguridad Industrial Minera	85
3.3.3.1 Seguridad en labores subterráneas	86
3.4 RECOLECCIÓN DE DATOS.....	96
3.4.1 Método Actual de explotación minera: Overhand Cut and Fill por franja inclinadas	96
3.4.1.1 Dimensiones de los niveles	99
3.4.1.2 Dimensiones de los bloques	99
3.4.1.3 Volumen y tonelaje de los bloques.....	100
3.4.1.4 Altura de la franja de explotación	101
3.4.1.5 Perforación y Voladura.....	101
3.4.1.6 Trasiego del mineral arrancado.....	111
3.4.1.7 Ritmo de producción	112
3.4.1.8 Programación de actividades mineras para la extracción del mineral	113
3.4.2 Método Propuesto de explotación minera: Overhand Cut and Fill por franjas horizontales	118
3.4.2.1 Dimensiones de los niveles	120

3.4.2.2 Dimensiones de los bloques	120
3.4.2.3 Volumen y tonelaje de los bloques.....	120
3.4.2.4 Altura de la franja de explotación	121
3.4.2.5 Perforación y Voladura.....	121
3.4.2.6 Trasiego del mineral arrancado.....	130
3.4.2.7 Ritmo de producción	133
3.4.2.8 Programación de actividades mineras para la extracción del mineral	134
CAPÍTULO IV.....	140
4. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS	140
4.1 ANÁLISIS COMPARATIVO ENTRE LAS VARIANTES POR FRANJAS INCLINADAS Y POR FRANJAS HORIZONTALES	140
4.1.1 Arranque por franjas inclinadas:.....	140
4.1.1.1 Ventajas.....	140
4.1.1.2 Desventajas	140
4.1.1.3 Costos	141
4.1.1.4 Producción diaria	152
4.1.1.5 Rendimiento real de trabajo.....	153
4.1.1.6 Duración del ciclo de trabajo.....	153
4.1.2 Arranque por franjas horizontales	153
4.1.2.1 Ventajas.....	153
4.1.2.2 Desventajas	154
4.1.2.3 Costos	154
4.1.2.4 Producción diaria	165
4.1.2.5 Rendimiento real de trabajo.....	166
4.1.2.6 Duración del ciclo de trabajo.....	166
CAPÍTULO V.....	168
5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	168

5.1	CONCLUSIONES	168
5.2	RECOMENDACIONES	170
CAPÍTULO VI.....		172
6.	REFERENCIAS	172
6.1	BIBLIOGRAFÍA	172
6.2	WEBGRAFÍA.....	173
ANEXOS.....		175
CURRICULUM VITAE		219

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo A	Mapa de Ubicación de la Concesión Minera Bethzabeth
Anexo B	Mapa geológico
Anexo C	Ensayos de peso específico
Anexo D	Ensayos de compresión simple
Anexo E	Ensayos de carga puntual
Anexo F	Mapa de avance de labores mineras
Anexo G	Diagrama de perforación y secuencia de disparo en la Rampa Principal
Anexo H	Diagrama de perforación y secuencia de disparo en el Cross-cut
Anexo I	Diagrama de perforación y secuencia de disparo en el Stope
Anexo J	Diagrama de perforación y secuencia de disparo en la Chimenea
Anexo K	Diagrama de perforación y secuencia de disparo en la Chimenea Inclinada
Anexo L	Variante Overhand Stopping por franjas Horizontales
Anexo M	Diagrama de perforación y secuencia de disparo en la primera franja
Anexo N	Mapa de riesgos
Anexo O	Cronograma de actividades para la explotación

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla No.1:	Coordenadas UTM del área Minera Bethzabeth.....	15
Tabla No.2:	Coordenadas UTM de la mina Bethzabeth.....	15
Tabla No.3:	Estación Climatológica Ordinaria Zaruma (M180).....	19
Tabla No.4:	Reservas de la veta Sucre - Ayapamba.....	31
Tabla No.5:	Resultados de ensayos de Peso Específico en roca de caja.....	48
Tabla No.6:	Resultados de ensayos de Peso Específico en mineral.....	48
Tabla No.7:	Resultados de ensayos de Compresión Simple en roca de caja.....	50
Tabla No.8:	Resultados de ensayos de Compresión Simple en mineral.....	51
Tabla No.9:	Resultados de ensayos de Carga Puntual en roca de caja.....	52
Tabla No.10:	Resultados de ensayos de Carga Puntual en mineral.....	52
Tabla No.11:	Diagrama de perforación de la Rampa Principal.....	56
Tabla No.12:	Consumo de sustancia explosiva por voladura en la Rampa Principal.....	57
Tabla No.13:	Características Técnicas de Jumbo Tamrock.....	63
Tabla No.14:	Características Técnicas de Telehandler LK-630.....	65
Tabla No.15:	Características Técnicas del Cargador Anol CC.....	66
Tabla No.16:	Características Técnicas del Compresor Ingersoll Rand 900-WCU.....	67
Tabla No.17:	Características Técnicas del Compresor Atlas Copco XAMS-850.....	67
Tabla No.18:	Características Técnicas de Extractor.....	68
Tabla No.19:	Características Técnicas de Ventilador.....	69
Tabla No.20:	Características Técnicas de Bomba Eléctrica.....	70
Tabla No.21:	Características Técnicas de Pala Cargadora Komatsu WA-250.....	71
Tabla No.22:	Características Técnicas de la Volqueta Hino 700-	73

	2841.....	
Tabla No.23:	Diagrama de perforación del Cross-Cut.....	76
Tabla No.24:	Consumo de sustancia explosiva por voladura en el Cross-Cut.....	77
Tabla No.25:	Diagrama de perforación del Stope.....	78
Tabla No.26:	Consumo de sustancia explosiva por voladura en el Stope.....	79
Tabla No.27:	Diagrama de perforación de la Chimenea.....	80
Tabla No.28:	Consumo de sustancia explosiva por voladura en la Chimenea.....	81
Tabla No.29:	Características Técnicas de Martillo Perforador Neumático YT-27.....	83
Tabla No.30:	Características Técnicas de LHD Wagner ST6-C.....	85
Tabla No.31:	Características Técnicas de LHD Wagner HST1-A...	85
Tabla No.32:	Datos de Variante Overhand por Franjas Inclınadas.	102
Tabla No.33:	Norma de trabajo en Variante Actual.....	115
Tabla No.34:	Número de hombres por turno.....	117
Tabla No.35:	Datos de Variante Overhand por Franjas Horizontales.....	123
Tabla No.36:	Norma de trabajo Variante Propuesta.....	136
Tabla No.37:	Número de hombres por turno.....	138
Tabla No.38:	Resumen de costos de mano de obra.....	142
Tabla No.39:	Resumen de costos de EPP.....	142
Tabla No.40:	Costos unitarios de perforación.....	143
Tabla No.41:	Costos unitarios de carguío de se y disparo.....	144
Tabla No.42:	Costos unitarios de limpieza y trasiego.....	146
Tabla No.43:	Costos unitarios de desalojo.....	147
Tabla No.44:	Costos unitarios de topografía.....	148
Tabla No.45:	Costos unitarios de ventilación.....	149
Tabla No.46:	Costos unitarios de desagüe.....	150
Tabla No.47:	Costos unitarios de instalaciones de aire, agua y electricidad.....	151

Tabla No.48:	Costos unitarios de relleno.....	152
Tabla No.49:	Resumen de costos unitarios Variante Actual.....	153
Tabla No.50:	Costos unitarios de perforación.....	156
Tabla No.51:	Costos unitarios de carguío de SE y disparo.....	157
Tabla No.52:	Costos unitarios de limpieza y trasiego.....	159
Tabla No.53:	Costos unitarios de desalojo.....	160
Tabla No.54:	Costos unitarios de topografía.....	161
Tabla No.55:	Costos unitarios de ventilación.....	162
Tabla No.56:	Costos unitarios de desagüe.....	163
Tabla No.57:	Costos unitarios de instalaciones de aire, agua y electricidad.....	164
Tabla No.58:	Costos unitarios de relleno.....	165
Tabla No.59:	Resumen de costos unitarios Variante Propuesta.....	166
Tabla No.60:	Análisis comparativo entre las variantes Overhand por franjas inclinadas y franjas horizontales.....	167

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura No.1:	Mapa de Ubicación de la Concesión Minera Bethzabeth.....	14
Figura No.2:	Acceso desde la Ciudad de Quito hasta la Concesión Minera Bethzabeth.....	18
Figura No.3:	Método de Explotación Corte y Relleno.....	38
Figura No.4:	Variante Overhand.....	42
Figura No.5:	Variante Undercut and fill.....	44
Figura No.6:	Diseño de la Rampa Principal de Acceso.....	53
Figura No.7:	Barrenos del Cuele.....	56
Figura No.8:	Anol CC Capacidad de Carga kg/min.....	66
Figura No.9:	Komatsu WA-250.....	72
Figura No.10:	Variante Overhand por Franjas Inclínadas.....	99
Figura No.11:	Dimensiones de los Bloques de Explotación.....	101
Figura No.12:	Malla de Perforación de Chimeneas Inclínadas.....	106
Figura No.13:	Perforación de Barrenos Laterales.....	109
Figura No.14:	Malla de Perforación de Barrenos Laterales.....	109
Figura No.15:	Overhand por Franjas Horizontales.....	120
Figura No.16:	Malla de Perforación de Primera Franja.....	128
Figura No.17:	Malla de Perforación de Barrenos Verticales.....	131
Figura No.18:	Trasiego de Mineral.....	134

ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS

Fotografía No.1	Vegetación Característica del Área Bethzabeth..	20
Fotografía No.2	Cultivos del sector.....	21
Fotografía No.3	Roca de caja: Muestra de mano.....	26
Fotografía No.4	Muestra de mano.....	27
Fotografía No.5	Lámina Delgada.....	27
Fotografía No.6	Preparación de muestras.....	49
Fotografía No.7	Ensayos de Peso Específico.....	49
Fotografía No.8	Muestras (probetas) de roca y mineral.....	50
Fotografía No.9	Ensayos de compresión simple.....	50
Fotografía No.10	Preparación de muestras.....	51
Fotografía No.11	Portal de Acceso a la Mina.....	54
Fotografía No.12	Chimenea de Ventilación, con Puertas herméticas de metal.....	59
Fotografía No.13	Poza de Sedimentación en interior mina.....	60
Fotografía No.14	Fortificación Metálicas (Cerchas).....	61
Fotografía No.15	Carguío Y Transporte.....	62
Fotografía No.16	Brocas de 64 y 45 mm.....	63
Fotografía No.17	Jumbo Tamrock Perforando.....	64
Fotografía No.18	Telehandler LK-630.....	65
Fotografía No.19	Compresor IR 900-WCU.....	67
Fotografía No.20	Compresor AC XAMS-850.....	68
Fotografía No.21	Extractor Principal.....	69
Fotografía No.22	Ventilador de 50 HP en la Rampa Principal.....	69
Fotografía No.23	Manga de Ventilación.....	70
Fotografía No.24	Bombas Eléctricas.....	71
Fotografía No.25	Pala Cargadora Frontal.....	73

Fotografía No.26	Volqueta Hino 700-2841.....	74
Fotografía No.27	Martillo Perforador YT-27.....	84
Fotografía No.28	LHD Wagner ST6-C.....	85
Fotografía No.29	LHD Wagner HST1-A.....	86
Fotografía No.30	Casco de seguridad.....	88
Fotografía No.31	Máscara de protección respiratoria.....	89
Fotografía No.32	Equipos de protección auditiva.....	89
Fotografía No.33	Equipos de protección visual.....	90
Fotografía No.34	Guantes.....	90
Fotografía No.35	Botas de seguridad.....	91
Fotografía No.36	Ropa impermeable.....	91
Fotografía No.37	Lámpara para interior mina.....	92
Fotografía No.38	Señalética interior mina.....	92
Fotografía No.39	Señalética exterior mina.....	93
Fotografía No.40	Transporte de mineral al Cross-Cut.....	113

UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR

FACULTAD DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA, MINAS,

PETRÓLEOS Y AMBIENTAL

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

OPTIMIZACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA SUCRE, MINA BETHZABETH-AYAPAMBA A PARTIR DEL NIVEL 1339 msnm EN PROFUNDIDAD

Autor: María José Suárez Mendoza

Tutor: Ing. Adán Guzmán

Fecha: junio, 2012

RESUMEN DOCUMENTAL

Tesis sobre "Optimización del método de explotación de la veta sucre, mina Bethzabeth-Ayapamba, a partir del nivel 1339 msnm, en profundidad". **Objetivo General:** Optimizar el método de explotación de la veta Sucre, mina Bethzabeth-Ayapamba, a partir del nivel 1339 msnm, en profundidad. **Problema:** La no aplicación de la variante del método de explotación propuesta, no permitirá la optimización de los procesos extractivos en la veta Sucre. **Hipótesis:** La aplicación de una nueva variante de explotación optimizará la explotación en la mina Bethzabeth. **Marco Referencial:** El proyecto "Veta Sucre, Mina Bethzabeth-Ayapamba", se encuentra ubicado en la parroquia Ayapamba, del cantón Atahualpa, Provincia de El Oro. **Marco Metodológico:** Ensayos de peso específico, resistencia a la compresión simple e índice de carga puntual. Toma de datos en la mina y experiencia de otras minas con aplicación del método propuesto. **Marco Teórico:** Mecánica de Rocas, Geología y Mineralización, Método de Explotación Corte y Relleno. **Conclusión General:** La propuesta del presente trabajo es explotar la veta Sucre de la concesión minera Bethzabeth, mediante el mismo método Rebaje

(Overhand Stopping) con Corte y Relleno (Cut and Fill), pero dividiendo a los bloques en franjas horizontales de aproximadamente 1,8 m de altura, variante con la que se incrementará la producción diaria 101,15 ton/día a 202,30, se reducirán los costos de perforación y voladura de US \$ 4,77/m a US \$ 4,12/m, se consumirá menor cantidad de sustancia explosiva de 33,74 kg/voladura a 27,97 kg/voladura. **Recomendación General:** Aplicar la variante propuesta (explotación de las vetas por bloques divididos en franjas horizontales), incluyendo el respectivo cronograma de actividades, para alcanzar los beneficios técnicos y las mejoras económicas determinadas y valoradas comparativamente con la actual.

DESCRIPTORES: <MÉTODO DE EXPLOTACIÓN - OPTIMIZACIÓN><GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO - MINERALIZACIÓN><MECÁNICA DE ROCAS><RITMO DE PRODUCCIÓN><COSTOS DE PRODUCCIÓN><AYAPAMBA>

CATEGORÍAS TEMÁTICAS: <CP - INGENIERÍA DE MINAS><CP - MÉTODO DE EXPLOTACIÓN><OPTIMIZACIÓN>

ABSTRACT

Thesis on "Optimization of the method of operation of the grain sucre, Bethzabeth-Ayapamba mine, from the level 1339 m in depth". **General Objective:** To optimize the method of operation of the grain Sucre Bethzabeth-Ayapamba mine, from the level 1339 m in depth. **Problem:** The non-application of the alternative method proposed development will not allow the optimization of extraction processes in the grain Sucre. **Hypothesis:** The application of a new variant optimized operating in the mine exploitation Bethzabeth. **Framework Reference:** The "Vein Sucre, Mina Bethzabeth-Ayapamba", is located in the parish Ayapamba, Atahualpa Canton, Province of El Oro Methodological Framework: Tests for specific gravity, compressive strength and point load index . Recording in the mine and other mining experience with applying the proposed method. **Theoretical Framework:** Rock Mechanics, Geology and mineralization, Method Cut and Fill Operations. **General Conclusion:** The proposal of this paper is to exploit the vein Sucre Bethzabeth the mining concession, by the same method Grind (Overhand Stopping) with Cut and Fill (Cut and Fill), but dividing the block into horizontal strips about 1, 8 m in height variation that will increase the daily output 101.15 tons / day to 202.30, will reduce the cost of drilling and blasting of U.S. \$ 4.77 / b to U.S. \$ 4.12 / m, consume less of explosive substance of 33.74 kg / 27.97 kg blasting / blast. **General Recommendation:** Apply the proposed variant (exploitation of the veins in blocks divided into horizontal stripes), including the respective schedule of activities to achieve the technical benefits and economic improvements identified and assessed in comparison with the current.

WORDS:-OPERATING <Method OPTIMIZACIÓN> <GEOLOGÍA-MINERALIZACIÓN> DEPOSIT OF ROCAS> <MECÁNICA <COSTOS PRODUCCIÓN> <RITMO OF THE PRODUCCIÓN> <AYAPAMBA>

SUBJECT CATEGORIES: <CP-ENGINEERING-METHOD MINAS> EXPLOTACIÓN> <CP <OPTIMIZACIÓN>

OPTIMIZACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA SUCRE, MINA BETHZABETH-AYAPAMBA A
PARTIR DEL NIVEL 1339 msnm EN PROFUNDIDAD

María José Suárez Mendoza

UCE

2012

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 ENUNCIADO DEL TEMA

Optimización del Método de explotación de la veta Sucre, mina Bethzabeth-Ayapamba a partir del nivel 1339 msnm, en profundidad.

1.2 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

A nivel mundial el desarrollo industrial ha incrementado la demanda de metales y minerales, lo que ha llevado a que su explotación sea cada vez más intensa y requiera métodos más acelerados, económicos y técnicamente probados, junto a una gestión ambiental.

Los países industrializados son los mayores consumidores de metales y minerales, por lo que realizan grandes campañas de exploración y explotación financiando tales proyectos, dentro de los cuales América Latina es actualmente el objetivo principal de las empresas mineras internacionales, y las inversiones mundiales en materia de exploración en esta región abarcan el 29 % del total mundial. Una muestra de ello es China que se ha convertido en la principal fuente de crédito para Ecuador. Las inversiones chinas en nuestro país sobrepasan los USD 5000 millones en diversas áreas, como: petróleo, minería, hidroelectricidad.

La explotación minera es la aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológicas mineras y ambientales necesarias, para extraer un mineral o depósito de carácter económico, para su beneficio y comercialización.

Los yacimientos minerales se diferencian por su gran variedad de formas, composición y elementos de orientación. Por esto, naturalmente los sistemas de explotación, que constituyen un determinado orden en el cumplimiento de los trabajos de preparación y ataque en los sectores destapados del cuerpo mineral, también se diferencian por su amplia variedad.

El sistema de explotación es el método que permite la excavación y extracción de un yacimiento de un modo técnico y económicamente rentable. Cada sistema de explotación debe ser adaptado a las características particulares del yacimiento, generándose una amplia gama de sistemas y variantes. La selección de un diseño de explotación requiere criterios: geológicos, geotécnicos, económicos, tecnológicos y ambientales.

En el Ecuador actualmente operan varias empresas mineras nacionales e internacionales que buscan principalmente yacimientos de oro y polimetálicos.

La mina Bethzabeth, ubicada en la parroquia Ayapamba, cantón Atahualpa, provincia El Oro, adjudicada a la empresa minera ELIPE S.A, compañía que desea mejorar su explotación en los niveles inferiores a la cota 1339 msnm, para lo que se desarrollan análisis y cálculos técnico-económicos, con la finalidad de diseñar una variación al método tradicional Cut and fill variante Overhand por franjas inclinadas.

Ante esta situación el presente estudio que constituye la base del sustento del análisis de las características particulares del yacimiento (veta) para diseñar el método más adecuado de la explotación, contiene todo el conjunto de actividades necesarias para cubrir las expectativas de la compañía minera ELIPE S.A.

1.3 JUSTIFICACIÓN

La mina Bethzabeth adjudicada a la compañía ELIPE S.A, en la actualidad viene explotando a través del método Cut and Fill variante Overhand con franjas inclinadas, el mismo que se lo trata de mejorar.

El diseño de una variante del método de explotación, a ser aplicado en los niveles inferiores a la cota 1339 msnm, permitirá planificar los trabajos de extracción del mineral, mejorando tiempos, ritmos de extracción y máximo aprovechamiento del recurso.

El presente estudio compara la variante de extracción actual con aquella propuesta, que terminará por definir la alternativa de explotación, tomando en cuenta la reducción de costos y tiempos de trabajo.

La variante propuesta se aplicará a la extracción de la veta Sucre, aumentando su ritmo de extracción diaria convirtiéndola en rentable.

1.4 OBJETIVOS

1.4.1 Objetivo general

Optimizar el Método de explotación de la veta Sucre, mina Bethzabeth-Ayapamba a partir del nivel 1339 msnm

1.4.2 Objetivos específicos

- Obtener información geológica-minera actualizada del área de estudio
- Realizar ensayos de mecánica de rocas en muestras de roca de caja y mineral: Peso específico, índice de carga puntual, resistencia a la compresión simple.
- Describir el método actual de explotación en la mina Bethzabeth
- Proponer una variante al actual método de explotación para la veta Sucre, mina Bethzabeth

- Comparar la variante actual con la propuesta, tomando en cuenta los tiempos de trabajo, costos, ritmo de producción y aprovechamiento del recurso.
- Realizar el cronograma de actividades para los trabajos de arranque basado en la variante propuesta.
- Socializar los resultados obtenidos en el presente estudio con los directivos de ELIPE S.A para la toma de decisiones.
- Implantar la variante propuesta, en razón a los principios técnico-económicos.

1.5 FACTIBILIDAD Y ACCESIBILIDAD

1.5.1 Factibilidad

El presente estudio es factible ya que se cuenta con el talento humano de la estudiante investigadora, así como también con las facilidades operativas para obtener toda la información técnica-económica necesaria, así como los recursos económicos indispensables para su ejecución, mismos que serán provistos por la compañía minera ELIPE S.A. los costos que demandan el reconocimiento de la mina y la generación de la información técnica necesaria y los ensayos requeridos serán cubiertos por ELIPE S.A. la ejecución del presente estudio será de seis meses (Septiembre 2011-Febrero 2012).

1.5.2 Accesibilidad a la información

La compañía ELIPE S.A posee amplia información geológico-minera y datos sobre el diseño actual de la explotación de la mina Bethzabeth, misma que será proporcionada a la estudiante investigadora para la realización del presente estudio.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1 MARCO INSTITUCIONAL

ELIPE S.A., constituida en 1998 (octubre), es una empresa minera nacional que se dedica a desarrollar, de manera responsable, técnica, ambientalmente sustentable, trabajos geológico-mineros de exploración y explotación minera.

La Compañía dentro de su política ambiental está encaminada a cumplir todos los procesos y exigencias técnico-operativas y sociales que establecen la vigente Ley de Minería, su Reglamento General y el Reglamento Ambiental para Actividades Mineras para las diferentes fases de la actividad minera (exploración preliminar, exploración avanzada, evaluación y factibilidad, explotación y beneficio de minerales metálicos).

Dentro de su política social, ELIPE S.A., ha definido y considerado muy importante las relaciones comunitarias, por lo que dispone de líneas de acción encaminadas a ayudar a que los pobladores de las comunidades asentadas en la parroquia Ayapamba, cantón Atahualpa, provincia de El Oro, alcancen un nivel de vida más digno, un ambiente sano y el progreso socio-económico basado en la confianza y rentabilidad que genere la actividad minero-productiva de la zona.

La empresa se preocupa por ser un instrumento serio y eficaz de integración social que potencie y consolide los derechos de los diferentes estamentos sociales de la zona (cantón Atahualpa) para que puedan alcanzar efectivamente su buen vivir.

2.2 MARCO LEGAL

2.2.1 Constitución de la República del Ecuador (Publicada en el Registro Oficial 449 del 20 de octubre de 2008)

Título II. Derechos. Capítulo segundo: Derechos del buen vivir. Sección Segunda: Ambiente sano.

Art. 14.- Se reconoce el derecho de la población a vivir en un ambiente sano y ecológicamente equilibrado, que garantice la sostenibilidad y el buen vivir, *sumakkawsay*. Se declara de interés público la preservación del ambiente, la conservación de los ecosistemas, la biodiversidad y la integridad del patrimonio genético del país, la prevención del daño ambiental y la recuperación de los espacios naturales degradados.

Art. 15.- El Estado promoverá, en el sector público y privado, el uso de tecnologías ambientalmente limpias y de energías alternativas no contaminantes y de bajo impacto. La soberanía energética no se alcanzará en detrimento de la soberanía alimentaria ni afectará el derecho al agua.

Título II. Derechos. Capítulo séptimo: Derechos de la naturaleza

Art. 73.- El Estado aplicará medidas de precaución y restricción para las actividades que puedan conducir a la extinción de especies, la destrucción de ecosistemas o la alteración permanente de los ciclos naturales.

Art. 74.- Las personas, comunidades, pueblos y nacionalidades tendrán derecho a beneficiarse del ambiente y de las riquezas naturales que les permita el buen vivir. Los servicios ambientales no serán susceptibles de apropiación; su producción, prestación, uso y aprovechamiento serán regulados por el Estado.

Título II. Derechos. Capítulo noveno: Responsabilidades

Art. 83.- Son deberes y responsabilidades de las ecuatorianas y ecuatorianos, sin perjuicio de otros previstos en la Constitución y la ley:

6.- Respetar los derechos de la naturaleza, preservar un ambiente sano y utilizar los recursos naturales de modo racional, sustentable y sostenible

13.- Conservar el patrimonio cultural y natural del país, y cuidar y mantener los bienes públicos.

Título V. Organización territorial del estado. Capítulo cuarto: Régimen de competencias

Art. 261.- El Estado central tendrá competencias exclusivas sobre:

11.- Los recursos energéticos; minerales, hidrocarburos, hídricos, biodiversidad y recursos forestales”.

Título VI. Régimen de desarrollo. Capítulo primero: Principios generales

Art. 276.- El régimen de desarrollo tendrá los siguientes objetivos:

4.- Recuperar y conservar la naturaleza y mantener un ambiente sano y sustentable que garantice a las personas y colectividades el acceso equitativo, permanente y de calidad al agua, aire y suelo, y a los beneficios de los recursos del subsuelo y del patrimonio natural.

Título VI. Régimen de desarrollo Capítulo quinto: Sectores estratégicos, servicios y empresas públicas

Art. 313.- El Estado se reserva el derecho de administrar, regular, controlar y gestionar los sectores estratégicos, de conformidad con los principios de sostenibilidad ambiental, precaución, prevención y eficiencia. Los sectores estratégicos, de decisión y control exclusivo del Estado, son aquellos que por su trascendencia y magnitud tienen decisiva influencia

económica, social, política o ambiental, y deberán orientarse al pleno desarrollo de los derechos y al interés social.

Se consideran sectores estratégicos la energía en todas sus formas, las telecomunicaciones, los recursos naturales no renovables, el transporte y la refinación de hidrocarburos, la biodiversidad y el patrimonio genético, el espectro radioeléctrico, el agua, y los demás que determine la ley.

Art. 317.- Los recursos naturales no renovables pertenecen al patrimonio inalienable e imprescriptible del Estado. En su gestión, el Estado priorizará la responsabilidad intergeneracional, la conservación de la naturaleza, el cobro de regalías u otras contribuciones no tributarias y de participaciones empresariales; y minimizará los impactos negativos de carácter ambiental, cultural, social y económico.

Título VII. Régimen del buen vivir. Capítulo segundo: Biodiversidad y recursos naturales

Art. 395.- La Constitución reconoce los siguientes principios ambientales:

1. El Estado garantizará un modelo sustentable de desarrollo, ambientalmente equilibrado y respetuoso de la diversidad cultural, que conserve la biodiversidad y la capacidad de regeneración natural de los ecosistemas, y asegure la satisfacción de las necesidades de las generaciones presentes y futuras.

2.2.2 Ley de Minería (Publicado en el Registro Oficial 517 del 29 de enero del 2009)

Título I. Disposiciones Fundamentales. Capítulo I: De los Preceptos Generales

Art. 1.- Del objeto de la Ley.- La presente Ley de Minería norma el ejercicio de los derechos soberanos del Estado Ecuatoriano, para administrar, regular, controlar y gestionar el sector estratégico minero, de conformidad con los principios de sostenibilidad, precaución, prevención y eficiencia.

El Estado podrá delegar su participación en el sector minero a empresas mixtas mineras en las cuales tenga mayoría accionaria, o a la iniciativa privada y a la economía popular y solidaria para la prospección, exploración y explotación, o el beneficio, fundición y refinación, si fuere el caso, además de la comercialización interna o externa de sustancias minerales.

Capítulo II: De la formulación, ejecución y administración de la política minera

Art. 4.- El Estado será el encargado de administrar, regular, controlar y gestionar el desarrollo de la industria minera, priorizando el desarrollo sustentable y el fomento de la participación social.

Art. 7.- Competencias del Ministerio Sectorial.-Corresponde al Ministerio Sectorial:

e) Promover en coordinación con instituciones públicas y/o privadas, universidades y escuelas politécnicas, la investigación científica y tecnológica en el sector minero.

Art. 8.- Agencia de Regulación y Control Minero.- ... y tiene competencia para supervisar y adoptar acciones administrativas que coadyuven al aprovechamiento racional y técnico del recurso minero, a la justa percepción de los beneficios que corresponden al Estado, como resultado de su explotación, así como también, al cumplimiento de las obligaciones

de responsabilidad social y ambiental que asuman los titulares de derechos mineros.

Capítulo VII: De las fases de la actividad

Art. 27.- Fases de la actividad minera.- Para efectos de aplicación de esta ley, las fases de la actividad minera son:

c) Explotación, que comprende el conjunto de operaciones, trabajos y labores mineras destinadas a la preparación y desarrollo del yacimiento y a la extracción y transporte de los minerales.

Título V. De las relaciones de los titulares de derechos mineros entre sí y con los propietarios del suelo. Capítulo 1: De los permisos y operaciones de emergencia

Art. 94.- Permiso a colindantes.- Los titulares de concesiones mineras, los titulares de los predios y de plantas de beneficio, fundición y refinación, permitirán a los propietarios de los predios colindantes o a los titulares colindantes el ingreso a sus instalaciones, galerías o socavones, en los siguientes circunstancias:

a) Cuando exista fundado peligro de que los trabajos que se realizan puedan generar algún daño al minero colindante;

b) Cuando los derrumbes o deterioros en las galerías, socavones y demás instalaciones pudieran ser reparados más fácil y oportunamente desde los socavones, galerías o instalaciones vecinos, aunque se tuviera que abrir comunicaciones temporales. En todo caso, los costos correrán por cuenta exclusiva del beneficiario.

2.2.3 Reglamento General de la Ley de Minería (Publicado en el Suplemento del Registro Oficial 67 del 16 de noviembre del 2009)

Trata de los derechos mineros y de las condiciones para acceder a una concesión minera; de las distintas modalidades contractuales; del pago de regalías y obligaciones tributarias; y, de las multas y sanciones en caso de infracciones a lo establecido en la Ley y Reglamentos. Tiene como objeto establecer la normativa necesaria para la aplicación de la Ley de Minería.

La Agencia de Regulación y Control Minero (ARCOM) se establece como un organismo técnico-administrativo, encargado del ejercicio de la potestad estatal de vigilancia, inspección, auditoría y fiscalización, intervención, control y sanción, en todas las fases de la actividad minera y entre sus atribuciones se contempla la expedición del Estatuto Orgánico Funcional que permita vigilar, inspeccionar, auditar, intervenir, sancionar y controlar la actividad minera.

El Registro Minero constituye el sistema de información e inscripción de títulos, autorizaciones, contratos mineros y de toda decisión administrativa o judicial, que hubiere causado estado en materia minera, respecto de los procesos de otorgamiento, concesión, modificación, autorización y extinción de los derechos mineros, contemplados en la Ley, que permita a las entidades la supervisión y control de esta información para su adecuado empleo en la planificación y distribución del territorio.

Establece que las atribuciones del Instituto Nacional de Investigación Geológico-Minero-Metalúrgica, INIGEMM, son la elaboración y publicación de la carta geológica nacional, realizar estudios regionales de geología aplicada y geología ambiental, recopilar, interpretar y sistematizar la información geológico-ambiental en apoyo a los estudios de línea base ambiental, efectuar investigaciones y proponer planes para el aprovechamiento de sustancias minerales.

2.2.4 Reglamento de Seguridad Minera. (Decreto Ejecutivo No. 3934. RO/ 999 de 30 de Julio de 1996)

Establece las normas de seguridad e higiene minera e industrial, aplicables a la actividad minera ecuatoriana, a fin de preservar tanto la salud y vida de los trabajadores como la infraestructura del sector.

Para el efecto, deberán observarse fundamentalmente procedimientos de seguridad y capacitación; y, aprovechar experiencias prácticas y técnicas actualizadas que coadyuven al mejoramiento de la producción, a la protección de los trabajos mineros, y a la conservación de la maquinaria empleada en los mismos y sus instalaciones; evitando además, riesgos de accidentes y enfermedades profesionales.

Propende establecer campamentos que ofrezcan condiciones adecuadas de higiene y comodidad para el personal que desarrolle actividades mineras.

Sus capítulos se relacionan con las normas que deben ser observadas para cada actividad minera y por el personal que las ejecuta.

- Normas de ventilación subterránea
- Normas para las instalaciones eléctricas
- Normas de seguridad en actividades de superficie
- Normas de actividades mineras a cielo abierto y canteras
- Normas para actividades mineras subterráneas

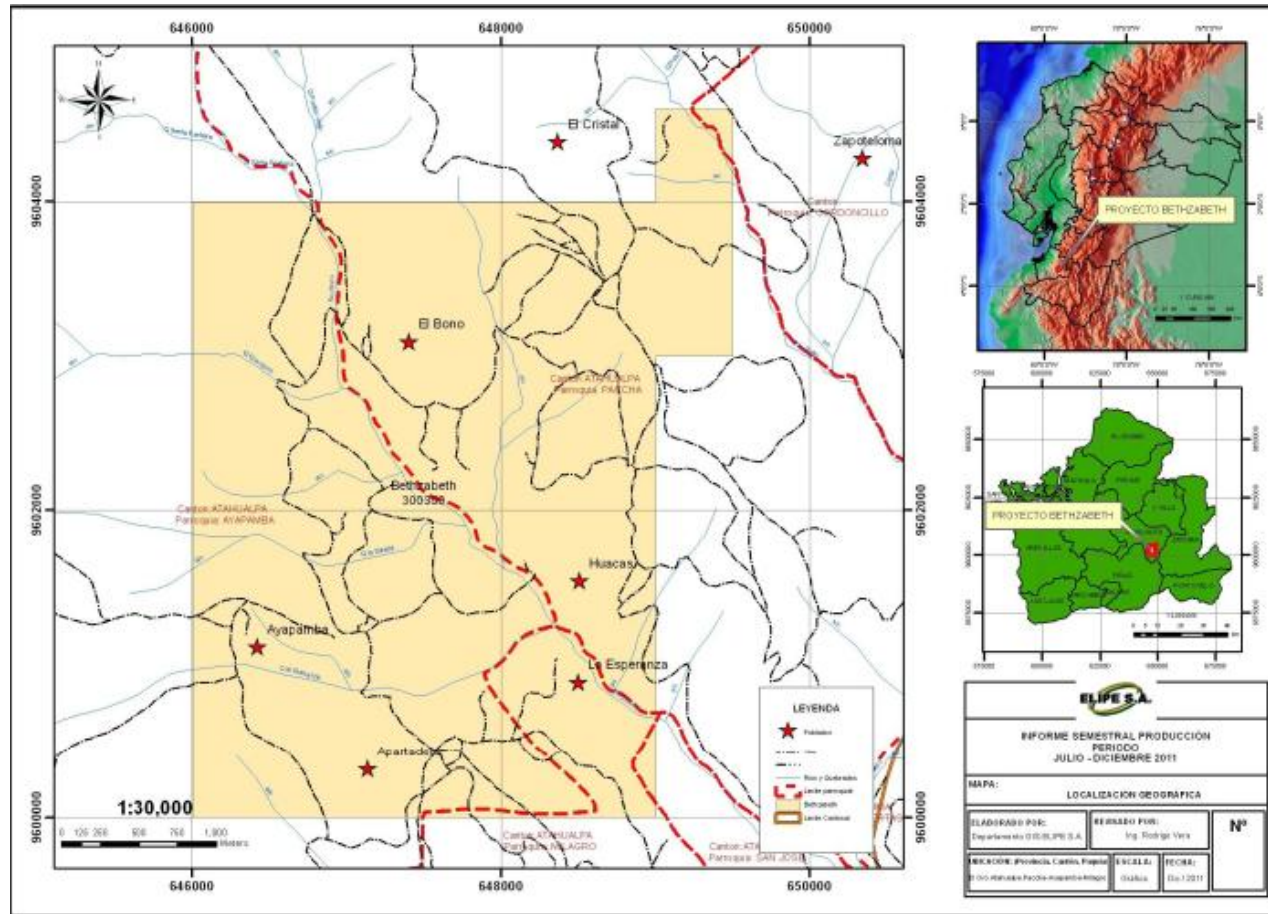
2.3 MARCO REFERENCIAL

2.3.1 Generalidades

2.3.1.1 Información básica del área minera Bethzabeth

a) Ubicación Geopolítica. El área minera Bethzabeth administrativamente se encuentra en la provincia de El Oro, cantón Atahualpa, parroquias Paccha, Ayapamba y Milagro. La mina Bethzabeth se ubica dentro de la mencionada área minera, en la parroquia Ayapamba.

FIGURA No.1: MAPA DE UBICACIÓN DE LA CONCESIÓN MINERA BETHZABETH



(Fuente: Informe Semestral de Producción Concesión Minera “Bethzabeth” Julio-Diciembre 2011)

b) Ubicación Geográfica. .- El área minera Bethzabeth cubre una superficie de 1.280 hectáreas, delimitadas por un polígono irregular de ocho (8) vértices, que se sitúan en las siguientes coordenadas UTM (Datum PSAD56), zona geográfica 17:

TABLA No.1: COORDENADAS UTM DEL ÁREA MINERA BETHZABETH

DATUM PSAD 56 ZONA 17		
Punto	X	Y
PP	649.000	9.603.000
1	649.000	9.600.000
2	646.000	9.600.000
3	646.000	9.604.000
4	649.000	9.604.000
5	649.000	9.604.600
6	649.500	9.604.600
7	649.500	9.603.000

(Fuente: Hoja topográfica Paccha, escala 1: 50.000)

La actual explotación de esta concesión minera se ubica dentro de un polígono de tan solo 10.50 hectáreas mineras, cuyos vértices, conforme el respectivo manifiesto de producción, presentan las siguientes Coordenadas UTM:

TABLA No.2: COORDENADAS UTM DE LA MINA BETHZABETH

PP	X	Y
1	646.800,00	9.600.300,00
2	646.800,00	9.600.600,00
3	647.150,00	9.600.600,00
4	647.150,00	9.600.300,00

(Fuente: Estudio de Impacto Ambiental Expost y Plan de Manejo Ambiental Área Minera Bethzabeth)

2.3.1.2 Topografía y relieve

El área minera Bethzabeth se ubica en las estribaciones occidentales de la cordillera Occidental Andina, al suroeste del Ecuador. En la zona dominan lomas redondeadas con lechos de quebradas no profundos, cuya parte más elevada alcanza cotas que llegan a los 1.800 msnm (sector de la loma Quivisara), en tanto que la cota más baja es de 1.560 msnm (sector de Apartadero).

Las características volcánicas del basamento de la zona donde se ubica el área minera Bethzabeth han generado un paisaje caracterizado por geoformas irregulares labradas por drenajes juveniles que trabajan continuamente en un proceso de erosión regresiva.

El río Bono es el drenaje principal que corta diagonalmente a esta área minera, sistema fluvial que posee bordes bastante accidentados con pendientes superiores a 30°, que dificultan la formación de valles amplios y generan únicamente angostos cañones con escasísimos aluviales aprovechables para agricultura.

La zona comprendida entre la parroquia Ayapamba y el recinto Apartadero muestra una geomorfología regular con colinas sub-redondeadas de pendientes que varían desde 10° hasta 26° y altitudes que fluctúan entre los 1.300 y 1.580 msnm.

La mayoría del territorio de la parroquia Ayapamba corresponde a terrenos ligeramente laderosos, cubiertos por pastizales, morfología que permite disponer de una amplia y considerable zona apta para ubicación de los espacios necesarios para el desarrollo del proyecto minero.

2.3.1.3 Accesibilidad y Vías de comunicación

Al área minera Bethzabeth, se puede acceder de las siguientes maneras:

a) Desde la ciudad de Quito, por la carretera Santo Domingo-Quevedo-Babahoyo-Milagro-El Triunfo-Puerto Inca-Machala-Santa Rosa-Piñas, con un tiempo aproximado de 14 horas. Desde la ciudad de Piñas se toma la vía Portete-Ayapamba, hasta la comunidad de Apartadero, para desde allí continuar hacia las comunidades de Tarapal y Naranjos, hasta la Y de Tarapal, en donde por el costado derecho se accede a la mina Bethzabeth y por el lado izquierdo a las comunidades mencionadas. El tiempo de viaje desde Piñas dura alrededor de 40 minutos. La distancia desde la Y de Tarapal a la mina es de alrededor de 400 m.

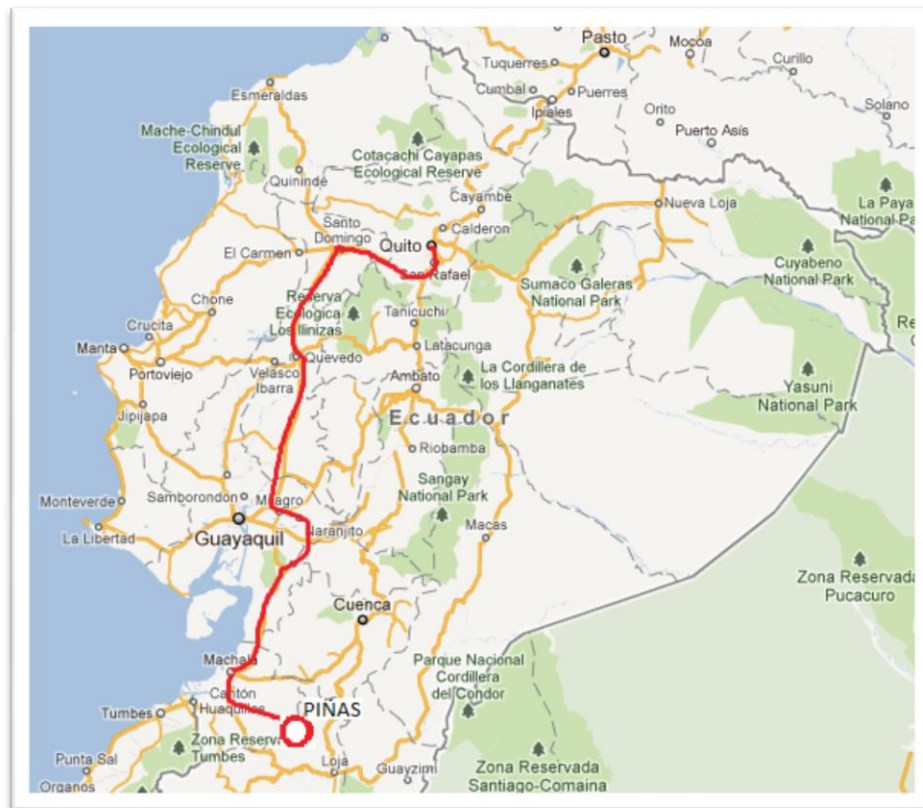
b) También se puede acceder desde la ciudad de Guayaquil siguiendo la vía Durán-El Triunfo, vía de primer orden, en un tiempo aproximado de 45 minutos, para desde allí seguir la ruta ya descrita Puerto Inca-Machala-Santa Rosa-Piñas, con una distancia aproximada de 220 km.

c) Otro acceso es la carretera Panamericana Sur, desde Quito hasta Loja, para desde allí tomar la vía Loja-Catamayo (La Toma)-Las Chinchas-Portovelo, con un tiempo aproximado de 17 horas. Desde Portovelo se toma la vía a Portete y se realiza el recorrido descrito en la ruta anterior.

d) Por vía aérea se puede acceder desde Quito a la ciudad de Santa Rosa, en donde se toma la vía Santa Rosa-Piñas, conforme la ruta ya mencionada.

e) Finalmente se puede acceder, por vía aérea, desde Quito a la ciudad de Catamayo (La Toma) para desde allí seguir la ruta terrestre Catamayo-Las Chinchas-Portovelo, ya indicada anteriormente.

FIGURA No.2: ACCESO DESDE LA CIUDAD DE QUITO HASTA LA CONCESIÓN MINERA BETHZABETH



2.3.1.4 Hidrografía

Red hidrográfica.- El río Salado es la cuenca principal más cercana al proyecto, a la que confluye por su margen derecho el río Bono. Los drenajes son de tipo dendrítico subparalelos.

Subcuenca del río Bono.- El río Bono es el sistema fluvial principal que cruza el área del proyecto, a lo largo del cual se ha formado su respectiva subcuenca, de tipo dendrítico-subparalelo, ubicada en el sector Norte, con una superficie aproximada de 4.3 Km^2 y una longitud de 5 Km en dirección noroeste-sureste.

Microcuenca de El Remace.- Está localizada en el sector suroeste del área del proyecto y cubre una superficie aproximada de 3.5 Km^2 . Su

drenaje es también de tipo dendrítico-subparalelo, a lo largo de 4 Km en dirección oeste-este. Sus aguas desembocan en el río Bono.

Microcuenca La Sillada.- Está localizada en el sector centro-oeste del área de estudio y cubre una superficie aproximada de 3 Km², Su drenaje es así mismo de tipo dendrítico-subparalelo, a lo largo de 3.5 Km en dirección oeste-este. Sus aguas también desembocan en el río Bono.

Microcuenca S-N (sector Escuela David Guzmán).- Está localizada al noreste del área del proyecto y cubre una superficie aproximada de 3 Km². Su drenaje es de tipo dendrítico-subparalelo, a lo largo de 3 Km en dirección norte-sur. Sus aguas también desembocan en el río Bono.

2.3.1.5 Clima

La zona de estudio presenta un clima ecuatorial mesotérmico, semi-húmedo, caracterizado por temperaturas medias entre 10°C y 20°C, humedad relativa entre 65 y 85%, y una pluviometría anual que oscila entre 500 y 2000 mm lo que determina una marcada estación.

Para ilustrar de mejor manera las características meteorológicas del área de estudio, se realizó un análisis de la información obtenida en el INAMHI, para la estación climatológica ordinaria Zaruma (M180), por considerarla la más cercana al área de estudio, y ubicarse en un lugar con condiciones similares a las existentes en dicha área.

TABLA No.3: ESTACIÓN CLIMATOLÓGICA ORDINARIA ZARUMA (M180)

Estación	Clase	Código	Altitud	Latitud	Longitud
Zaruma	Climática Ordinaria	M180	1100 msnm	3°41'49" S	79°36'58" W

(Fuente: INAMHI)

2.3.1.6 Vegetación

Desde la parte alta del área de estudio se observa un paisaje abierto y vistoso; la vegetación presenta tonalidades verduscas opacas características de la época de verano, intercalado con zonas erosionadas grisáceas sin vegetación. En época de mayor precipitación, se evidencia la presencia de floración y fructificación.

En el área del proyecto se encuentran, indistintamente, especies nativas, arbóreas, arbustivas, herbáceas, frutales, cultivables, asociadas entre sí, debido a que no existe una zona definida para cada una de ellas.

Las especies más abundantes son: *Bambusa guadua* (caña guadua), *Denstaedtia obtusifolia* (helecho) y *Panicum maximum* (pasto chileno), *Aristida* sp. (pasto puntero), *Arundodonax* (carrizo) y *Axonopus afinis* (gramalote).

FOTOGRAFÍA No.1: VEGETACIÓN CARACTERÍSTICA DEL ÁREA
BETHZABETH



2.3.1.7 Aspectos Socioeconómicos

De manera general el sector dentro del cual se localiza la concesión minera Bethzabeth está dedicado a la agricultura y ganadería, y en menor proporción a la minería artesanal.

La parroquia Ayapamba es uno de los principales proveedores de productos agrícolas, entre los que se destaca la caña de azúcar. La ganadería tiene razas tanto para producción de leche como para carne. Existe también una limitada población que se dedica a la fabricación artesanal de ladrillos y otra a la elaboración de dulces (manjar de leche).

En la parroquia Ayapamba de acuerdo a encuestas realizadas por ELIPE S.A, la población se dedica en un 30% a la agricultura, 51% a la ganadería, un 15% a la minería, y 4% a otras actividades.

La actividad minera artesanal ha experimentado un paulatino crecimiento, debido a la explotación ilegal, dentro de concesiones, gestión que por ello ha provocado un conflicto social en la comunidad, pues los mineros se han agrupado en sociedades y asociaciones cantonales, para obtener respaldo institucional.

FOTOGRAFÍA No.2: CULTIVOS DEL SECTOR



2.3.1.8 Actividades mineras previas

Las actividades geológico-mineras de investigación y preparación para la explotación de la veta Sucre, localizada dentro de la concesión Bethzabeth, que viene realizando la empresa ELIPE S.A., abarcan galerías antiguas abiertas y preparadas por las compañías SADCO y CIMA, labores que por ello datan de más de cincuenta (50) años, no obstante lo cual serán la base para la explotación de este yacimiento.

2.3.2 Geología y Mineralización

2.3.2.1 Geología Regional

Las rocas del sector norte del Distrito Zaruma-Portovelo son volcanitas, tipo tobas, con fragmentos de composición intermedia e intrusiones magmáticas de tipo dioritas y granodioritas. Algunos diques y brechas pipe con altos contenidos de turmalina y arsenopirita, también son comunes en la parte norte y noreste del área de estudio.

Este sector de la provincia de El Oro presenta un tectonismo compresivo de alto grado, con un sistema principal de fallas de dirección noroeste (Puente de Buza-Roma), rasgo estructural que ha jugado un papel importante en la formación de los cuerpos intrusivos, cuya mayoría aflora en la parte norte, con extensión y dirección también hacia el noroeste.

Las volcanitas están representadas por tobas dacíticas y tobas de fragmentos bien soldados, dentro de las que se destacan como dominantes aquellas que poseen fragmentos polimícticos de hasta 5 cm de diámetro, en los que se han alojado las principales vetas de la zona (Sucre, Bolívar y Tres Diablos).

Los bordes orientales de la concesión están cubiertos por potentes depósitos coluviales y flujos de escombros de composición andesítica con

matriz arcillo-limosa y fragmentos de roca de tamaño variable y forma redondeada de hasta 3 m de diámetro.

En las zonas de Apartadero y Ayapamba aparecen coberturas coluviales de pocos metros de espesor (3 - 4 m), no obstante lo cual los bloques redondeados de arrastre alcanzan tamaños considerables (sector Piedra Hendida), lo que hace presumir que estas zonas fueron tectónicamente afectadas o se encontrarían sobre el eje de la gran Falla Piñas–Portovelo. (Anexo B: Mapa Geológico).

2.3.2.2 Geología Estructural

En el mapa geológico elaborado y editado por la empresa IAMGOLD, referente a esta zona, que concuerda con el publicado en 1980 por la Dirección Nacional de Geología del Ministerio de Energía y Minas, se distingue claramente el lineamiento tectónico correspondiente a la falla Puente de Buza–Roma, estructura que corta diagonalmente a la concesión Bethzabeth, siguiendo aproximadamente el curso del río Bono y el curso bajo de la quebrada Remache en Ayapamba.

Algunas fallas definidas han sido mapeadas en el extremo sureste del área de estudio y todas ellas mantienen la orientación preferencial NW-SE, misma que es divergente (NE) solo con el curso del río Salado. En el extremo norte del área del proyecto, se divisa con claridad un conjunto de fallas de empuje (inversas) cortadas por intrusivos Post Oligo-Miocénicos.

Las vetas de cuarzo con minerales económicos (Au, Ag, Cu, Pb, Zn, Cd) de este sector, parece que no serían contemporáneas al modelo tradicional de Portovelo-Zaruma, pues serían producto de la reactivación de la denominada falla Puente de Buza y de un eventual lineamiento paralelo a lo largo del eje del río Bono.

Para que las vetas, que se localizan en la concesión Bethzabeth, estén en la posición que hoy se encuentran, los movimientos compresivos y de

empuje debieron ser de dirección noreste-suroeste con un leve componente este-oeste, esfuerzos que generaron fallas inversas de tipo sinistral (movimiento hacia la izquierda).

Dentro del conjunto de vetas de Ayapamba y Apartadero se registra una muy bien definida falla inversa de dirección NW-SE (Azimut 320° a 340°) y con un ángulo de buzamiento de 25° SW que las desplaza ligeramente hacia noreste. El desplazamiento de la veta Sucre es de 25 m hacia el noreste en el bloque superior cabalgado.

Esta falla se presenta de un color negro intenso, rellena de arcilla, con textura arcillosa y mineralógicamente compuesta de pirita diseminada.

Este desplazamiento estructural de vetas y su rumbo, confirman la dirección el tren tectónico regional de Puente Buza y Río Bono. (Anexo B: Mapa Geológico).

2.3.2.3 Geología Local

Las principales rocas que afloran en el sector son tobas de fragmentos y tobas brechosas (fragmentos bien soldados), de composición andesítica, que se presentan inalteradas y cortadas por un conjunto de vetas de cuarzo de dirección noreste (22° a 45°), que difieren totalmente con las vetas del bien conocido trend estructural norte-sur de Portovelo-Zaruma-Muluncay-Huertas.

Aparentemente este conjunto de vetas, de dirección noreste, está limitado por dos grandes estructuras (fallas) de dirección noroeste, cuya convergencia norte sería la falla Puente de Buza, en el curso del río Bono.

Al norte y noroeste de este gran rasgo estructural del río Bono, se presentan cuerpos intrusivos dioríticos – granodioríticos y brechas pipes con altos contenidos de arsénico (arsenopirita) y turmalina, por lo que se presume que esta zona sería la convergencia de fallas NW y NE que

generaron aberturas (open spaces) por donde ingresaron los stocks de intrusivos.

Las brechas pipes contienen valores poco económicos para Au y Ag, ya que por su alto contenido de arsénico son prácticamente no aptas para el proceso metalúrgico extractivo de estos metales preciosos.

El sector de Paccha y la vía a Ayapamba, en toda su extensión, está constituido por andesitas afaníticas y tobas de cristales de coloración verdosa oscura con algunas zonas angostas de alteración argílica y silicificación, relacionadas quizá a pequeños stocks o diques intrusivos que no han aflorado a la superficie.

El sector suroriental del área de estudio está totalmente cubierto por coluviales y flujos de escombros, de potencias que fluctúan entre 2 m y más de 20 m, cobertura que dificulta diferenciar la geología local, aunque se presume la continuidad de las tobas andesíticas de cristales y otra unidad basal de lapilli, entremezclada con un subvolcánico andesítico con ojos milimétricos de cuarzo, ubicado desde la convergencia del río Bono con el río Salado y hacia el sur.

2.3.2.4 Geología del yacimiento

El potencial minero metálico de la zona reconocida hasta el momento, se circunscribe a la presencia de oro en vetas de cuarzo y cuarzo – calcita, localizadas en el sector de Ayapamba-Apartadero, mineralización clásica debido a la presencia mayoritaria de vetas de cuarzo (95%) y poca cantidad de calcita, con valores bajo de Au.

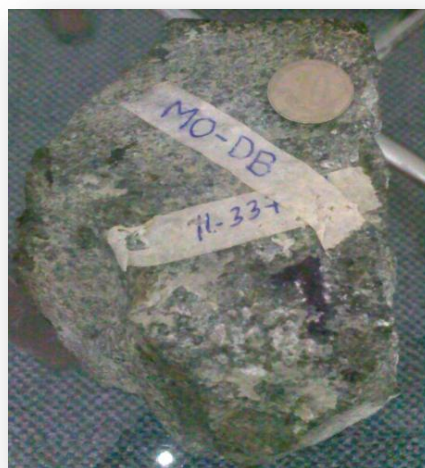
Las texturas macizas y bandeadas son características de las vetas Bolívar y Tres Diablos en tanto que se notan texturas crustiformes y muy macizas, aunque bastante lixiviadas, se presentan en la veta Sucre.

a) Descripción de la roca de caja.- La roca de caja presenta textura Porfirítica con clastos angulosos, la matriz es arcillosa con presencia de carbonatos y sílice. Se observan también clastos de andesita básica o basáltica, de tamaños menores a 1 mm - 2 mm y presencia de cristaloclastos, principalmente ferromagnesianos (anfíboles y piroxenos) sueltos. Además están presentes minerales opacos como pirita, en inclusiones. Los clastos no presentan ruptura, por lo que se asume que no hubo acción tectónica.

La roca de caja, presenta argilitización y parcialmente silicificación; los minerales ferromagnesianos están parcialmente cloritizados y el cuarzo rellena los poros de la brecha, por lo que se lo define como cuarzo secundario.

Roca: Brecha polimíctica argilitizada y silicificada con clastos alterados.

FOTOGRAFÍA No.3: ROCA DE CAJA: MUESTRA DE MANO



b) Descripción del mineral.- La veta presenta cuarzo de dos generaciones, observándose una principal (madre) y un enriquecimiento secundario.

Es notoria la presencia abundante de cuarzo de tamaño variable, lo que hace presumir la existencia de dos inyecciones de sílice, que se traducen en las dos generaciones de cuarzo, ya descritas.

Se destaca también la presencia de opacos (sulfuros, principalmente pirita), así como carbonatos (calcita) y arcillas.

La composición aproximada de la veta Sucre es: 80% cuarzo, 10% carbonatos, 5% pirita y 5% arcilla.

La segunda generación de cuarzo es cuarzo no cristalizado, por lo que su gran masa no se encuentra alterada. La pirita presenta inclusiones de otro mineral.

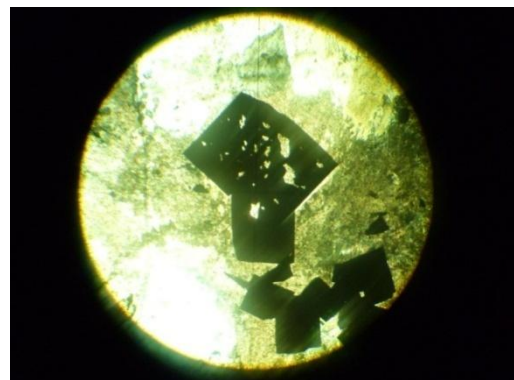
Observaciones:

- Se ha producido ascenso de sulfuros, carbonatos (calcita) y cuarzo por lo que el aporte (existencia) de sulfuros es pequeño.
- En el segundo emplazamiento de cuarzo se destaca la presencia de los sulfuros, aunque su ascenso no tuvo mucho espacio por lo que su aporte es también limitado (sin mucho mineral).

FOTOGRAFÍA No.4: MUESTRA
DE MANO



FOTOGRAFÍA No.5: LÁMINA
DELGADA



2.3.2.5 Mineralización

a) Alteración.- Las volcanitas han sido afectadas localmente por una débil argilitización influencia directa de intrusiones cercanas y vetas o brechas con mineralización de sulfuros y metales preciosos.

En el sector oriental y en las inmediaciones del cantón Paccha existen áreas de hasta 200 m x 60 m de alteración argílica intermedia y halos de silicificación.

Las vetas de Ayapamba y Apartadero han generado halos angostos de alteración argílica en no más de 2 m a cada lado de ellas. La propilitización de las tobas andesíticas contiguas a las vetas sólo ha sido influenciada en unos cuantos centímetros. La veta Sucre es quizá la estructura que presenta mayor alteración argílica, pues se encuentra rodeada de un halo argilitizado y con mucha pirita de hasta 2.2 m.

La mineralogía de las vetas encontradas en Ayapamba e inmediaciones de Paccha, básicamente está representada por pirita, galena y trazas de arsenopirita, calcopirita y stibnita. Precipitaciones poco frecuentes de malaquita se distinguen en los pilares dejados en el socavón de acceso al nivel A de la veta Sucre (curva de carretera y puente sobre la quebrada Remache-Apartadero).

Oro (Au) asociado a la pirita y arsenopirita se encuentran en promedios de hasta 12 g Au/ton, en tanto que la plata (Ag) está relacionada con la galena fina y con la pirita diseminada, en las vetas de cuarzo gris, con valores de hasta 200 g Ag/ton.

Las vetas Bolívar y Tres Diablos presentan texturas bandeadas, en tanto que para la veta Sucre son características las texturas crustiformes bastante lixiviadas.

2.3.2.6 Propiedades Técnico-Mineras del yacimiento

a) Forma del yacimiento.- El yacimiento existente en la concesión Bethzabeth es de tipo vetiforme, estructuras que se presentan en forma de rosario.

b) Dimensiones del yacimiento.- El conjunto más importante de vetas mineralizadas, conocidas y estudiadas en la concesión Bethzabeth, se localiza en el extremo suroeste del área adjudicada, en una superficie aproximada de 600 m de largo por 350 m de ancho (21 has) que, parecería alargarse en dirección noreste, cubriendo las parroquias de Apartadero y Ayapamba. La potencia media de las vetas conocidas varía entre 1 m y 1,5 m.

c) Rumbo y buzamiento del yacimiento. Las vetas mineralizadas son de dirección generalizada de 20° N a 45° E, casi siempre verticales y eventualmente con fuerte buzamiento hacia el este.

2.3.2.7 Reservas Calculadas

El mapeo superficial de la concesión Bethzabeth, ha permitido identificar y registrar, dentro de ella, 9 vetas de 0.50 m de potencia media a 50 cm y un sinnúmero de vetillas de potencia variable entre 0.10 – 0.40 m.

Muestras superficiales provenientes de este conjunto de vetas y vetillas han dado resultados de análisis de oro (Au) de entre 1.0 g Au/ton hasta 20 g Au/ton y para plata (Ag) de 2.0 g Ag/ton hasta 200 g Ag/ton, para el 20 % de estas muestras, en tanto que el 80 % restante da valores más bajos.

Algunas de las vetas mapeadas se extienden fuera de la concesión, hacia el extremo sur-oeste, siendo muy probable que ellas presenten extensiones que superen los dos (2) kilómetros de longitud, y se

encuentren cubiertas por depósitos coluviales o posiblemente hayan sido desplazadas por fallas geológicas.

Solo en la superficie investigada (polígono de 600 m x 350 m), localizada en el extremo suroeste de la concesión Bethzabeth, se han registrado vetas económicamente explotables, las que fueron aprovechadas por las compañías SADCO y CIMA, entre 1.897 y 1.978 y posteriormente, mediante trabajos esporádicos, por pequeños mineros que las explotaron puntualmente de modo artesanal y con equipo manual.

El uso de maquinaria y equipos modernos y eficientes, así como el incremento del volumen extraído y la optimización del método de explotación (propósitos de la compañía ELIPE S.A.) se puede conseguir que el aprovechamiento del mineral de baja ley de estas vetas sea económicamente rentable.

Con la información obtenida de las operaciones mineras desarrolladas por las compañías SADCO y CIMA, más los resultados de los sondeos realizados por ELIPE S.A., se ha llegado a determinar que las vetas Sucre y Tres Diablos, separadas entre sí por casi 110 m, generan operaciones extractivas económicamente rentables.

La veta Sucre, como reservas medidas e indicadas, tiene un potencial de 149.000 toneladas de mineral con leyes de 12 g/ton de oro (Au) y 30 g/ton de plata (Ag) y, como reservas inferidas, 244.420 toneladas de mineral con una ley media de 12.4 g/ton de oro (Au).

Las reservas medidas e indicadas de la veta Tres Diablos han sido calculadas en 56.100 toneladas con leyes de 2 g/ton de oro (Au) y 60 g/ton de plata (Ag).

TABLA No.4: RESERVAS DE LA VETA SUCRE- AYAPAMBA

Bloque	Tipo	Área (m ²)	Espesor (m)	ρ (ton/m ³)	Toneladas (ton)	Ley Au (oz/t)	oz Au
	M	849,2	1,0	2,7	2 293	0,36	825
1	IDN	858,5	1,0	2,7	2 318	0,34	788
	INF	3 562,0	1,0	2,7	9 617	0,34	3 270
	M	396,0	1,3	2,7	1 390	0,27	375
2	IDN	2 755,4	1,3	2,7	9 671	0,27	2 611
	INF	3 407,0	1,3	2,7	11 959	0,27	3 229
	M	915,0	1,1	2,7	2 718	0,27	734
3	IDN	587,5	1,1	2,7	1 745	0,27	471
	M	2 937,9	0,4	2,7	3 173	0,36	1 142
	IDN	4 519,9	0,4	2,7	4 881	0,36	1 757
4	INF	25 043,0	0,4	2,7	27 046	0,36	9 737
	M	6 997,3	1,3	2,7	24 561	0,39	9 579
	IDN	6 450,6	1,3	2,7	22 642	0,39	8 830
5	INF	22 568,0	1,3	2,7	79 214	0,39	30 893
	M	10 201,5	1,4	2,7	38 562	0,45	17 353
	IDN	7 986,9	1,4	2,7	30 190	0,45	13 586
6	INF	28 453,0	1,4	2,7	107 552	0,45	48 399
	M	1 102,0	1,0	2,7	2 975	0,25	744
7	IDN	783,9	1,0	2,7	2 117	0,25	529
	INF	3 345,4	1,0	2,7	9 033	0,25	2 258,1

	Ton.	Au grade (oz/ton)	oz Au	g/ton Au
Reservas Medidas	7 567,1	0,41	30 752	12,64
Reservas Indicadas	7 356,4	0,39	28 573	12,08
Reservas Inferidas	24 4421	0,40	97 785	12,44
Total	39 3656	0,40	157 110	12,41

(Fuente: Informe de producción Área minera Bethzabeth, Julio-Diciembre 2011)

La propuesta de ELIPE S.A., establece que se debería explotar un total mínimo de 72 000 ton/año (200 ton/día) de mineral para que la operación extractiva en la concesión Bethzabeth sea económicamente rentable, ya que existen condiciones geológico-mineras limitantes para la explotación

Las 205.000 toneladas de mineral de las vetas Sucre y Tres Diablos, categorizadas como reservas medidas e indicadas, según esta propuesta, alcanzarán para una producción continua de tres (2.9) años y para seis (6,3) años si se incluyen las reservas inferidas (244.420 toneladas).

2.3.3 Mecánica de Rocas

2.3.3.1 Peso específico

Peso específico de las rocas se denomina al peso de la parte dura de la unidad de volumen.

Este parámetro se lo define matemáticamente por la expresión.

$$\rho = \frac{G}{V_d}$$

Donde:

ρ - Peso específico de la roca (g/cm³)

G - Peso de la parte dura de la muestra de roca (g)

V_d - Volumen de la parte dura de la muestra de roca (cm³)

2.3.3.2 Densidad

Con este nombre se designa a la masa que contiene la unidad de volumen de la roca.

Se lo determina con la siguiente expresión matemática:

$$\delta = \frac{M}{V}$$

Donde:

δ - Densidad de la roca (g/cm³)

M- Masa de la roca (g)

V- Volumen de la muestra de roca (cm³)

2.3.3.3 Peso volumétrico

Peso volumétrico es el peso que posee la unidad de volumen de la muestra de roca en estado natural.

Se lo determina con la siguiente expresión matemática:

$$\gamma = \frac{G}{V}$$

Donde:

γ - Peso volumétrico de la roca (g/cm³)

G- Peso de la muestra en estado natural (g).

V- Volumen total de la roca (incluyendo la porosidad y las fisuras) (cm³).

2.3.3.4 Porosidad

Porosidad se denomina al espacio total (poros) comprendido dentro de la parte dura de una roca absolutamente seca.

La magnitud total de la porosidad de una roca se valora por el coeficiente de porosidad que es adimensional. Este coeficiente es igual a la relación del volumen de los poros para el volumen total de la muestra:

$$\varepsilon = \frac{V_p}{V}$$

Donde:

ε - Coeficiente de porosidad.

V_p - Volumen total de los poros en la muestra de roca (cm³)

V - Volumen total de la muestra (cm³).

La porosidad total de la roca se puede expresar también en %:

$$P = \frac{V_p}{V} \times 100$$

Por la porosidad total las rocas se dividen en:

- Rocas de porosidad mínima: $P < 5\%$,
- Rocas de porosidad media: P varía de 5 hasta 20%,
- Rocas de porosidad máxima: $P > 20\%$.

2.3.3.5 Esponjamiento

El esponjamiento de las rocas consolidadas se define como el aumento de su volumen como resultado de la trituración o arranque en comparación con el volumen que ellas ocupan en el macizo (antes de la trituración o extracción).

El esponjamiento se valora por una magnitud adimensional que el **coeficiente de esponjamiento** que expresa la relación del volumen de roca después de su trituración o arranque para el volumen de la misma en el macizo.

$$K\varepsilon = \frac{V\varepsilon}{V}$$

Donde:

$K\varepsilon$ - Coeficiente de esponjamiento.

$V\varepsilon$ - Volumen de la roca después del triturado o arranque (cm^3).

V - Volumen de la roca en el macizo (antes del triturado/arranque) (cm^3).

2.3.3.6 Resistencia de las rocas y del mineral

“Por resistencia de las rocas se comprende la que presentan éstas a la ruptura frágil o a la deformación plástica.

La ruptura y deformación plástica llevan a la destrucción de la estructura inicial de la roca y la destrucción de las ligazones interiores de la misma.”

Sosa, Humberto. 1989.

Sobre la resistencia de una roca influyen el estado inicial de la misma, la forma y magnitud de las fuerzas de deformación, velocidad de

deformación y la temperatura. En los ensayos de laboratorio de las rocas a la resistencia tienen influencia la forma y dimensiones de la probeta.

Existen tres tipos de resistencias que se pueden presentar en una roca: a) resistencia a la compresión, b) resistencia a la tracción y c) resistencia al cizallamiento.

De acuerdo a la práctica, la gran mayoría de las rocas tienen alta resistencia a la compresión, muy baja a la tracción, mientras que la resistencia al cizallamiento es intermedia.

Para fines prácticos, la valoración de la resistencia de las rocas se efectúa en base a los datos obtenidos en los ensayos de laboratorio, con probetas de dimensiones establecidas, sometidas a compresión, tracción y cizallamiento.

a) Resistencia a la compresión

Mínimo esfuerzo compresivo necesario para romper una muestra no confinada, en condiciones normalizadas.

Para determinar la compresión de las rocas existen dos tipos de ensayos:

- 1) Carga puntual realizada en muestras de rocas irregulares, y
- 2) Compresión simple en muestras regulares

La resistencia a la compresión se determina por la siguiente expresión:

$$R_{cop} = \frac{P_{cop}}{F}$$

Donde:

R_{cop} -Resistencia a la compresión (kgf/cm²)

P_{cop} - Fuerza de ruptura de la muestra de roca (kgf)

F - Superficie de la sección transversal (cm²)

b) Resistencia a la tracción

Se define como la carga máxima resistida por la probeta, dividida por la sección inicial de la probeta.

La resistencia a la tracción se determina con la siguiente expresión:

$$R_{tr} = \frac{2 * P_{cop}}{\pi * D * l}$$

Donde:

R_{tr} – Resistencia a la tracción (kgf/cm²)

P_{cop} – Magnitud de la fuerza compresora(kgf)

D – Diámetro de la muestra de roca (cm)

l – Grosor del disco de roca (cm)

c) Resistencia al cizallamiento

Es la propiedad de una roca que le permite resistir el desplazamiento entre las partículas del mismo al ser sometido a una fuerza externa.

Se llama también resistencia al corte y se la determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$\tau_c = \frac{P_{cop}}{F}$$

τ_c - Resistencia al cizallamiento (kgf/cm²)

P_{cop}- Fuerza de destrucción de la probeta

F- Superficie de la sección (cm²)

2.3.4 Método de explotación Cut and Fill

Este método es el más empleado en la explotación de yacimientos delgados o vetiformes, pocos potentes, de metales raros y preciosos con rocas de contacto de cualquier estabilidad (en especial inestables).

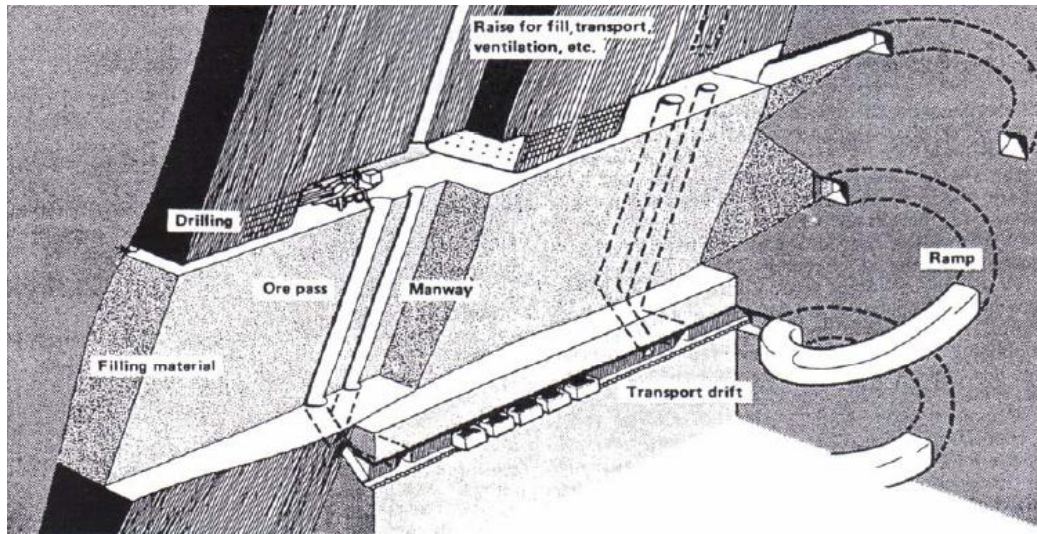
El mineral extraído debe ser lo suficientemente valioso de modo que el beneficio obtenido por su recuperación compense los costos del método.

La roca mineralizada debe ser estable y competente.

En la explotación por corte y relleno se arranca el mineral por franjas horizontales, verticales o inclinadas, empezando por la parte inferior del bloque y avanzando hacia arriba. El mineral arrancado se extrae y se carga (trasiega) en su totalidad del tajo. A medida que se arranca el mineral, el espacio que se produce se rellena o bien se empieza el relleno cuando se completa el arranque de la franja. Como material de relleno se utiliza la roca de caja proveniente de los desarrollos subterráneos, minerales de baja ley o relaves de la planta de beneficio.

El relleno sirve tanto de sostenimiento de los hastiales como de plataforma de trabajo para explotar las franjas siguientes de mineral. El mineral se extrae a través de chimeneas artificiales emplazados en el relleno, que se van construyendo a medida que la explotación progresa hacia arriba.

FIGURA No.3: MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO



Entre el relleno y el mineral sin arrancar se deja un espacio suficiente para que se pueda trabajar sobre el relleno (perforación de la franja siguiente) sin dificultades. Este ciclo repetido de perforación, voladura, carga-descarga y relleno es lo característico del método.

El método de corte y relleno ofrece una ventaja en términos de selectividad en comparación con los otros métodos que se pueden usar en yacimientos similares (explotación por subniveles y explotación por almacenamiento). Puede adaptarse a la explotación de yacimientos con contornos irregulares y discontinuos para obtener secciones de alta ley y dejar las leyes más bajas sin tocar (arrancar).

2.3.4.1 Definiciones

Chimenea.- Es una excavación vertical o inclinada, abierta de abajo hacia arriba, destinada a la extracción del mineral de un nivel superior hasta otro inferior, utilizando la fuerza de gravedad. Además se la utilizada para ascenso de materiales y equipos, andén de trabajadores o ventilación. En general se utiliza una compuerta para el controlar la caída del mineral.

Cross-Cut (crucero).- Es una galería horizontal que sirve para el acceso a la veta; se lo franquea desde la rampa (declive) en dirección

perpendicular a la veta. Conecta las labores de explotación con el acceso principal, se sitúa en la caja baja.

Cut (and fill).- Es la parte del ciclo minero de corte (cut) y relleno (fill) que incluye: perforación, voladura, trasiego, ventilación, transporte y sostenimiento de la frente.

Rampa (Decline).- Es la labor minera principal de acceso al yacimiento

Stope (Avance).- Es la galería que irá conectada al crucero (cross-cut), por ello tiene una sección menor. Desde esta galería y con ayuda de chimeneas se divide horizontalmente al cuerpo mineralizado en bloques.

Stock.- Es una galería de iguales dimensiones a la rampa, que se franquea cada cierta distancia, sirve como espacio de maniobras o para almacenamiento (acopio) de mineral, materiales, insumos, equipos o emplazamiento de servicios.

2.3.4.2 Razones para selección del método

Forma del yacimiento.- La forma del yacimiento es importante para la selección de un método de minado. El método de corte y relleno (cut and fill) es considerado apto para la explotación de vetas inclinadas, donde se pueda utilizar la fuerza de gravedad para el trasiego del mineral arrancado. Por lo general este método se utiliza en vetas con inclinaciones superiores a 45°.

Los cuerpos minerales irregulares, a menudo, son candidatos para la explotación por este método.

Este método se lo utiliza para mejorar las condiciones de seguridad y de soporte en las paredes del yacimiento, además el relleno se usa como plataforma de trabajo a medida que se elevan las labores mineras.

Selectividad.- Es mucho más fácil la selección, porque el volumen de mineral arrancado por este método es limitado (pequeño a mediano), y los lugares muy irregulares pueden ser fácilmente identificados, lo que permite seleccionar el mineral y evitar la dilución y pérdidas de mineral, mejorando el aspecto económico.

Prevención de derrumbes y dilución: El relleno cumple la función de sostener las paredes previniendo así caídas de roca en los stopes (frentes de avance). El espacio abierto al ser limitado evita la formación de cavidades.

La dilución en la variante rebaje (overhand stoping) podría presentarse al mezclarse el mineral con el relleno de las franjas ya explotadas. Las partículas finas de mineral se pueden quedar en los espacios vacíos del relleno, esta pérdida podría reducirse utilizando relleno de hormigón, sin embargo este material únicamente debe ser utilizado cuando el mineral explotado es de muy alta ley, caso contrario resultaría antieconómica su colocación, y sería más factible utilizar sobre el relleno rocoso algún otro material que impida el contacto del mineral con el relleno.

En la variante realce (undercut stoping) las pérdidas por dilución no ocurren, puesto que se trabaja sobre el mineral aún no explotado.

Índice de calidad de la roca.- La calidad (baja) del mineral y de la roca de caja son parámetros a considerar para la elección de este método.

Prevención de subsidencia.- La subsidencia (hundimiento o colapso) de las cámaras y de los pilares es un problema a largo plazo en minas abandonadas, que genera grandes pérdidas económicas por el daño de las estructuras superficiales. El uso del relleno minimiza en un alto porcentaje estas subsidencias.

Control de la presión en la mina.- La presión cerca a los pilares se reduce debido al espacio mínimo que existe entre la cavidad (cámara) y el relleno. Rellenar inmediatamente después de la excavación es lo ideal, el relleno es comprimido por las paredes hasta resistir las fuerzas desarrolladas.

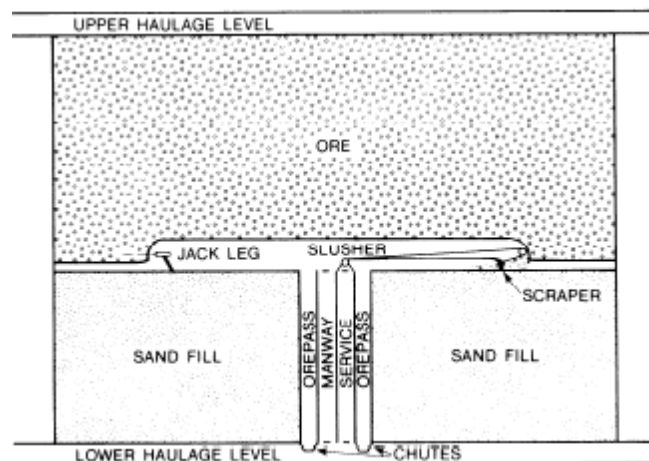
Ventilación.- La ventilación debe ser bien direccionada hacia los trabajos. El reducido espacio abierto (cámara) tiende a disminuir los requerimientos de ventilación. Las emisiones de metano y radón de los espacios abiertos pueden ser minimizados por el relleno. La eliminación de material combustible como la madera, puede ser segura cuando se rellena.

Costos.- Generalmente el método de corte y relleno (cut and fill) es más costoso, sin embargo los beneficios que brinda respecto de una mejor selectividad y menor dilución lo hacen atractivo y justificable técnicamente.

2.3.4.3 Variantes

a) Rebaje (Overhand stoping) con corte y relleno (cut and fill).- Es un método de extracción por bloques del mineral, mediante minado sucesivo con cortes de 1,5 m a 4,6 m de espesor (potencia), desde el techo de la frente de avance (Stope). El avance del minado se da desde un nivel más bajo (inferior) a otro superior. Los barrenos horizontales perforados son de 1,5 m a 4,6 m de profundidad (longitud) en el frente. Una vez que el mineral ha sido arrancado (con perforación y voladura), las paredes son escalonadas y sostenidas temporalmente con madera o bolones de roca. El mineral volado se descarga hacia el nivel inferior usando rastrillos (scrapers). El recorrido del mineral es alrededor de 15 a 46 m

FIGURA No.4: VARIANTE OVERHAND



(Fuente: Howard L, Hartman. 1992. SME Mining Engineering Handbook)

Aplicación.- Esta variante se aplica a la explotación de yacimientos considerados verticales, con una pendiente de 50° - 90° . Es general es apropiada para explotación de yacimientos que presentan una de las siguientes condiciones:

1. Requieren selección de mineral
2. Paredes débiles
3. Tiene mala continuidad de la mineralización
4. Otros métodos producen excesiva dilución

Desarrollo.- Un método común de explotación de vetas estrechas es a través de cruceros (cross-cuts) construidos en el lado yacente del yacimiento, cuando las condiciones de la roca son pobres (bajas) o cuando la veta no es continua.

La preparación consiste en franquear galerías de transporte en el bloque (stope) y desde ahí chimeneas con compartimientos. Cuando la potencia del yacimiento es de 5-6 m, la galería de transporte se franquea en el contacto con el lado yacente, mientras que el pilar queda en el lado pendiente. Los pilares serán extraídos una vez que se termine de explotar el bloque.

La preparación incluye también la fortificación del buzón de trasiego. En yacimientos de potencia pequeña el buzón se lo fortifica directamente sobre la galería de transporte. Cuando la potencia es mayor se lo franquea en el pilar, directamente hasta la primera franja de arranque.

Acceso.- El acceso desde la frente de avance (stope) es a través de chimeneas. Algunas minas manejan chimeneas construidas desde un nivel inferior a otro más alto o las perforan (como pozos) desde el nivel más alto hacia el nivel más bajo.

Otro método de acceso es a través de chimeneas con tres compartimentos de servicios, destinados a: circulación de personal, servicios y trasiego de mineral. Estas chimeneas también sirven como ducto para la ventilación del frente.

Perforación.- Los martillos neumáticos manuales son usados en minas no mecanizadas. Normalmente se utilizan barras de acero de 0,6 m a 1,8 m de longitud. La barra de acero puede ser integral o con brocas roscadas.

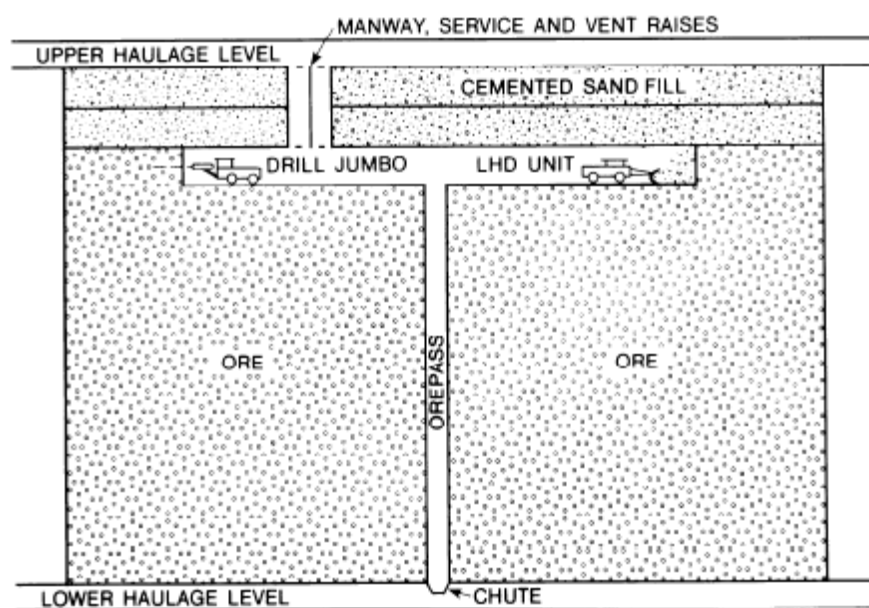
En minas mecanizadas se utilizan jumbos para perforación horizontal. El número de barrenos perforados varía desde 8 para frentes estrechos (1 m o menos) hasta 12 en frentes más amplios. Es importante que todos los barrenos sean perforados paralelamente a las paredes, en el plano vertical. En el plano horizontal todos, excepto los últimos barrenos de la fila, deben ser perforados paralelos al piso. Los últimos barrenos de la fila deben ser inclinados de 2° a 3°.

b) Rebaje (Undercut stoping) con corte y relleno (cut and fill).- Es una variante de extracción por bloques sucesivos de mineral con cortes de 1.8 m a 4.6 m en altura desde el techo y relleno sucesivo al corte con hormigón. A una veta inclinada se la desarrolla en niveles de 46 m a 60 m, separados con un sistema de galerías paralelas en cada nivel.

Aplicación.- Esta variante puede usarse donde una de las paredes no es consolidada, para dar seguridad en el minado por la variante rebaje (overhand stoping)

Esta variante puede aplicarse a la explotación de yacimientos que varíen su potencia e inclinación de vertical a horizontal. También puede utilizarse para la recuperación de pilares.

FIGURA No.5: VARIANTE UNDERCUT AND FILL



(Fuente: Howard L, Hartman. 1992. SME Mining Engineering Handbook)

Desarrollos.- En frentes no mecanizados, los laterales se franquean paralelos a la estructura de la veta. El franqueo del crucero (cross-cut) es a través de la veta, en intervalos de 30 a 90 m, en dependencia de la longitud (extensión) de la veta.

Las chimeneas para el paso de mineral se franquean en la veta encima del nivel superior.

Perforación.- La perforación se puede realizar con martillos neumáticos manuales o jumbos. Antes de iniciar la perforación, la parte superior (colgante) ya debe estar rellena.

La última fila de barrenos se la perfora con una distancia mínima de 0,6 a 0,9 m bajo el relleno, para prevenir daños durante la voladura.

c) Elementos comunes para ambas variantes.

Voladura.- Cada barreno perforado es cargado con un sistema de iniciación, eléctrico o no eléctrico, utilizando micro-retardos. Para cargas de columna se puede utilizar explosivo gelatinoso o ANFO

Movimiento de mineral.- El mineral es removido de un frente no mecanizado, por medio de rastrillos (scrapers) eléctricos o neumáticos, el hasta la chimenea de trasiego.

En frentes mecanizados el mineral es arrastrado por medio de LHD hasta la chimenea.

Trasiego del mineral.- El buzón de trasiego (chimenea) puede ser construido en el relleno. Las dimensiones del buzón se escogen en dependencia del tipo de roca, longitud del buzón, y tonelaje explotado que pasara por él.

Ventilación.- Por lo general, el aire fresco se inyecta a los bloques desde el nivel de transporte, a través de chimeneas de ventilación y acceso.

En los frentes de trabajo, al interior del bloque, se utiliza ventilación secundaria mediante ventiladores auxiliares y ductos.

El aire viciado se extrae por las chimeneas de ventilación y/o de acceso hacia el nivel superior, desde donde se lo evacúa incorporándolo al circuito general de ventilación de la mina.

Una ventilación normal requiere de cerca de 30 cfm (0.014 m³/s) de aire fresco por persona, en tanto que cuando se trabaja con equipos a diesel el requerimiento es de 100 cfm (0.047 m³/s) por persona.

Los ventiladores auxiliares, de tipo axial, utilizados para la ventilación tienen una potencia media de 10-20 hp.

2.4 HIPÓTESIS

¿La aplicación de una nueva variante de explotación optimizará la explotación en la mina Bethzabeth?

CAPÍTULO III

3. DISEÑO METODOLÓGICO

3.1 TIPO DE ESTUDIO

El presente estudio es de tipo descriptivo, pues contiene el detalle de las características técnicas del proyecto a desarrollarse, este es el diseño de explotación de una estructura (veta) mineralizada.

También es de tipo transversal porque se lo realizará en un determinado intervalo de tiempo (semestre comprendido entre los meses de Septiembre del 2011 a Febrero del 2012).

3.2 UNIVERSO Y MUESTRA

El universo del presente estudio está conformado por tres minas en producción (Cabo de Hornos, Barbasco y Bethzabeth), adjudicadas a la empresa ELIPE S.A., de las que este trabajo tomará como referencia la tercera de ellas o sea la mina Bethzabeth.

3.3 MÉTODOS Y TÉCNICAS

Para sustentar el presente trabajo se recopilará información técnica secundaria, relacionada con el título del proyecto que se halla publicada en libros, tesis de grado, folletos, informes especializados, etc.

Este estudio generará también información primaria, mediante la toma de muestras (en el interior de la mina) de roca de caja y mineral de la veta Sucre, las que serán analizadas y sometidas a pruebas de laboratorio para conocer y determinar sus características físico-mecánicas.

La elección del método de explotación minera se basará en un análisis técnico-económico y operacional comparativo entre la variante actualmente aplicada y la propuesta para la futura extracción de las reservas disponibles.

3.3.1 Ensayos de laboratorio

Los ensayos físico-mecánicos requeridos para fundamentar el proyecto se realizaron en el Laboratorio de Mecánica de Suelos y Ensayos de Materiales de la Escuela Politécnica Nacional (EPN) y ellos son:

3.3.1.1 Peso específico

(Anexo C: Ensayos de Peso Específico)

TABLA No.5: RESULTADOS DE ENSAYOS DE PESO ESPECÍFICO EN
ROCA DE CAJA

CÓDIGO	PESO ESPECÍFICO (g/cm³)	PESO ESPECÍFICO APARENTE (g/cm³)
M1-DB	2,621	2,726
M2-DB	2,628	2,864
M3-DB	2,668	2,733

TABLA No.6: RESULTADOS DE ENSAYOS DE PESO ESPECÍFICO EN
MINERAL

CÓDIGO	PESO ESPECÍFICO (g/cm³)	PESO ESPECÍFICO APARENTE (g/cm³)
M4-VS	2,572	2,629

FOTOGRAFÍA No.6: PREPARACIÓN DE MUESTRAS



FOTOGRAFÍA No.7: ENSAYOS DE PESO ESPECÍFICO



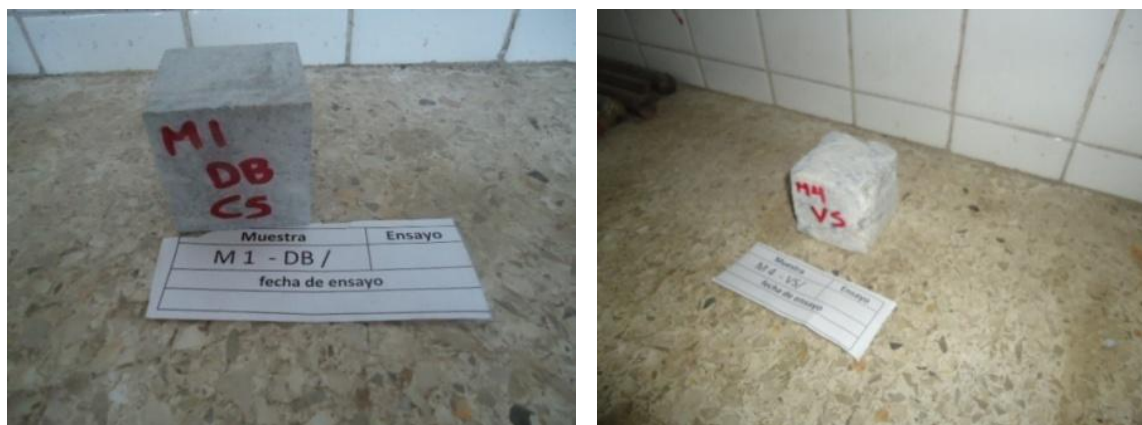
3.3.1.2 Resistencia a la compresión simple

(Anexo D: Ensayos de Compresión Simple)

Para este ensayo se procedió a preparar las probetas de roca (cubos de 6 cm de lado) que fueron sometidas a ensayos.

Las pruebas se realizaron a cuatro (4) probetas (tres de roca de caja y uno de mineral).

FOTOGRAFÍA No.8: MUESTRAS (PROBETA) DE ROCA Y MINERAL



FOTOGRAFÍA No.9: ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE
(APLICACIÓN DE LA CARGA Y DESTRUCCIÓN DE LA MUESTRA)



TABLA No.7: RESULTADOS DE ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE
EN ROCA DE CAJA

CÓDIGO	SECCIÓN (cm ²)	CARGA MÁXIMA (kgf)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (kgf/cm ²)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (MPa)
M1-DB	36,40	28 734,4	789,43	77,41
M2-DB	36,32	35 306,56	972,03	95,32
M3-DB	36,14	36 871,36	1020,24	100,05

**TABLA No.8: RESULTADOS DE ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE
EN MINERAL**

CÓDIGO	Área (cm²)	Carga Máxima (kgf)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (kgf/cm²)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (MPa)
M4-VS	40,38	22 266,56	551,46	54,07

3.3.1.3 Índice de carga puntual

(Anexo E: Ensayos de Carga Puntual)

Se realizaron cuatro (4) ensayos de carga puntual (tres en roca de caja y uno en mineral)

FOTOGRAFÍA No.10: PREPARACIÓN DE MUESTRAS



**TABLA No.9: RESULTADOS DEL ENSAYO DE CARGA PUNTUAL EN
ROCA DE CAJA**

CÓDIGO	ÍNDICE CARGA PUNTUAL (Kg/cm²)	ÍNDICE CARGA PUNTUAL (MPa)
M1-DB	117,9	11,56
M2-DB	894,4	87,61
M3-DB	113,9	11,16

**TABLA No.10: RESULTADOS DEL ENSAYO DE CARGA PUNTUAL EN
MINERAL**

CÓDIGO	ÍNDICE CARGA PUNTUAL (Kg/cm²)	ÍNDICE CARGA PUNTUAL (MPa)
M4-VS	36,3	35,59

3.3.2 Desarrollo Minero

3.3.2.1 Acceso a la mina

(Anexo F: Mapa de avance de Labores Mineras)

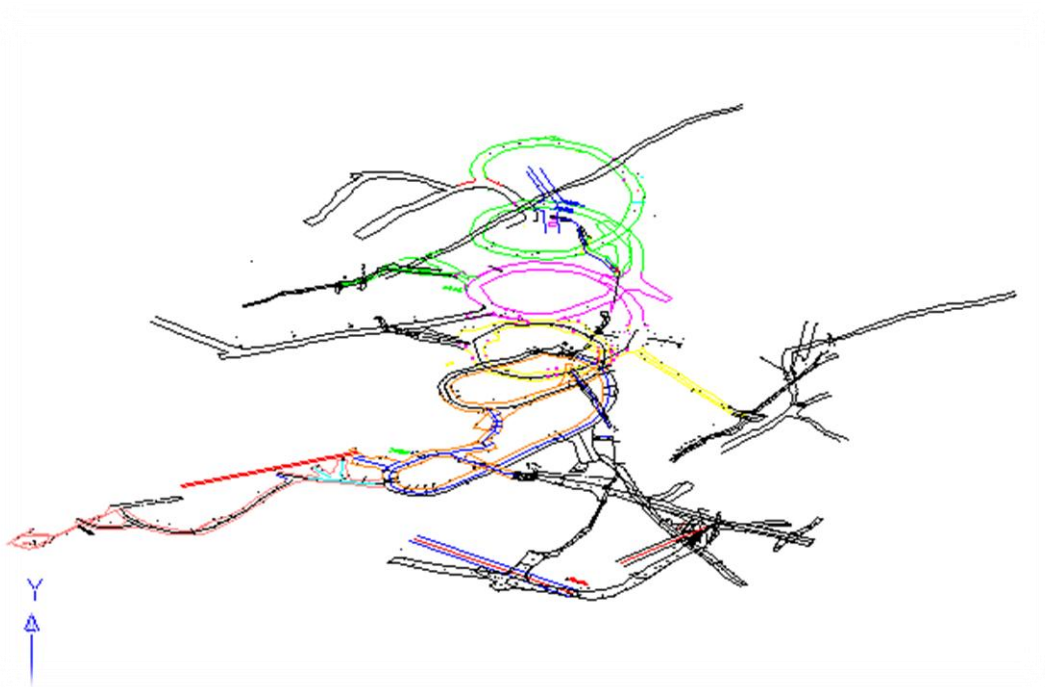
**a) Características técnico-operativas del acceso principal
(Rampa=Decline).**

La excavación de la rampa de acceso (decline) ha permitido conectar las vetas Tres diablos y Sucre con la superficie. El portal de la rampa de acceso está ubicado en el punto de Coordenadas UTM: **647.020 W – 9'600.420 S**, en dirección NE, desde donde desciende en forma de anillos

concéntricos (espiral), alcanzando así la zona media de las vetas Sucre y Tres Diablos.

Como ya se explicó en la parte correspondiente, la zona está constituida por tobas andesíticas competentes. En ciertos tramos, considerando las características geotécnicas de la roca de caja, para el avance de la rampa, ha sido necesaria la utilización de fortificaciones de madera, metálicas (cerchas abovedadas) o revestimiento de cemento u hormigón.

FIGURA No.6: PROYECCIÓN DE LA RAMPA DE ACCESO



b) Dimensiones del acceso principal (Rampa)

La rampa inicia en la cota 1506 m, de dimensiones 4,5 m de ancho y 5 m de alto (sección = $22,50 \text{ m}^2$), con una pendiente negativa de 14%. A la fecha, la longitud franqueada de la rampa es de 1.600 m.

Las dimensiones y pendiente de la rampa han sido definidas tomando en cuenta las características del equipo de transporte utilizado en la mina. Los equipos y la maquinaria sobre ruedas de goma que se utilizan en la mina son generalmente más anchas que los equipos sobre carriles (rieles) por lo que requieren un espacio libre más amplio hacia las paredes, requerimiento que se cumple con la sección (22.50 m^2) de la rampa.

FOTOGRAFÍA No.11: PORTAL DE ACCESO A LA MINA (RAMPA)



c) Perforación y voladura

La perforación es la primera operación del ciclo de trabajo y antecede a la voladura. Su propósito es abrir en la roca hoyos cilíndricos denominados barrenos destinados a recibir la sustancia explosiva y sus accesorios.

La excavación por perforación y voladura, es el método más utilizado en minería para la apertura de galerías o cámaras de explotación. El ciclo básico de excavación por este método se compone de las siguientes operaciones:

- Perforación de barrenos
- Carga de explosivos

- Disparo de los barrenos
- Ventilación del frente (evacuación de gases y polvo)
- Saneamiento de techo y hastiales
- Limpieza del disparo (carga y transporte del material)
- Avance de instalaciones y fortificación del frente

La perforación en la rampa de acceso en la mina Bethzabeth, se realiza con el empleo de un jumbo neumático Tamrock de un brazo, montado sobre ruedas. La longitud de perforación de los barrenos es de 3,0 m.

Las brocas roscables utilizadas por el jumbo son de 64 mm de diámetro para perforar los barrenos de cuele y de 45 mm de diámetro para los demás tipos de barrenos (contracuele, destrozas, hastiales, zapateras).

Diagrama de perforación (Anexo G: Diagrama de Perforación y Secuencia del Disparo)

Cuele y Contra-cuele: Los barrenos de cuele responden al esquema de tipo “cuele (corte) quemado”, que consiste en perforar cuatro (4) barrenos horizontales de 64 mm de diámetro, formando un rombo, que no llevan carga explosiva ya que sirven como espacios de expansión durante el disparo y actúan como pantalla para la acción de los barrenos con carga. El esquema se completa con la perforación de un barreno adicional, de las mismas características, en el centro de cada rombo, que son los que si llevan carga de sustancia explosiva y salen en primer lugar al momento del disparo.

Los barrenos del Contra-cuele son los que rodean a los barrenos del cuele y forman las salidas hacia la cavidad inicial. Estos barrenos salen en segundo lugar al momento del disparo.

FIGURA No.7: BARRENOS DEL CUELE

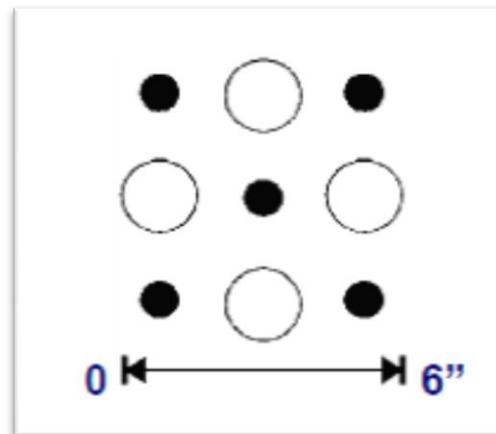


TABLA No.11: DIAGRAMA DE PERFORACIÓN DE LA RAMPA PRINCIPAL

Tipo de barreno	Descripción	N° de barrenos
Cuele	Formar la cavidad inicial.	4 sin carga 5 con carga
Contra-cuele	Forman las salidas hacia la cavidad inicial.	4
Sobre-ayudantes		4
Destrozas		14
Hastiales	Forman los flancos de la galería.	8
Techo	Forman el techo o bóveda de la galería.	7
Zapateras y ayudantes	Se ubican al piso de la galería	16
Número total barrenos de diagrama		62

Sustancia explosiva

En los trabajos de perforación y voladura de la mina Bethzabeth, para el encendido, se utiliza el *Sistema Nonel GT* (sistema no eléctrico), que brinda mayor seguridad a las operaciones extractivas, pues permite eliminar prácticamente toda posibilidad de que se efectúen conexiones incorrectas y el porcentaje de encendido queda reducido a un nivel inferior

al del encendido eléctrico, lo que es también una ventaja importante en materia de seguridad.

Como carga de fondo se emplea dinamita tipo gelatinosa (Riodin) y como carga de columna ANFO. Para el cargado del ANFO a granel se cuenta con una maquina inyectora que utiliza aire comprimido para su funcionamiento. Para cargar los barrenos más elevados (techo, hastiales y sobre-ayudas superiores) se utiliza un Telehandler.

TABLA No.12: CONSUMO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA POR VOLADURA EN LA RAMPA PRINCIPAL

Tipo de barreno	N° de barrenos	Tipo de retardo	Total de retardos por tipo de barreno	CF (Riodin) (1 Barreno)	Total de CF por tipo de barreno	CC (Anfo) (1 barreno)	Total CC por tipo de barreno (kg)
Escareados	4	barrenos sin carga					
Cuele	1	1	1	5	5	2,71	2,71
	1	2	1	5	5	2,71	2,71
	1	3	1	5	5	2,71	2,71
	2	4	2	5	10	2,71	5,43
Contra-cuele	4	5	4	1	4	3,83	15,30
Sobre-ayudantes	4	6	4	1	4	3,83	15,30
Destroza	3	7	3	1	3	3,83	11,48
	8	8	8	1	8	3,83	30,60
	3	9	3	1	3	3,83	11,48
Hastiales	8	10	8	1	8	3,83	30,60
Techo	7	11	7	1	7	3,83	26,78
Zapateras	8	12	8	10	80	1,32	10,59
Ayudantes de zapateras	8	12	8	1	8	3,83	30,60
Total barrenos	62	Total de retardos por vol. (unidades)	58	Total de CF por voladura (unidades)	135	Total CC por voladura (kg)	188,16

Mecha lenta	1,5 m
Cordón detonante	45 m
Fulminante N°8	1 unidad

d) Ventilación y Desagüe

El control de la atmósfera en la mina es el aspecto más importante de toda operación ya que influye en la: salud y vida de los mineros y en la producción y productividad del yacimiento explotado.

Los objetivos fundamentales de la ventilación minera son:

- Proveer oxígeno para la respiración
- Diluir, remover y extraer el polvo minero
- Diluir, remover y evacuar los gases nocivos
- Reducir la temperatura ambiental subterránea

En la mina Bethzabeth para la ventilación se ha franqueado una chimenea especial de 9,0 m² de sección, en cuyo extremo exterior se halla instalado un extractor (ventilador de succión) de 100 HP de potencia, equipo que extrae el aire viciado (contaminado) que genera la actividad extractiva en los niveles de preparación y desarrollo (producción). La chimenea de ventilación se profundiza a medida que avanza la rampa.

Un ventilador principal de 50 HP está instalado 25 m más arriba del sitio de conexión de la chimenea más baja con la rampa, para impulsar (inyectar) aire fresco desde la rampa hasta el frente de avance, utilizando para ello una manga de 100 mm de diámetro. Puertas herméticas de metal están instaladas en cada chimenea de los niveles superiores para evitar fugas de aire y hacer que la succión sea más efectiva.

FOTOGRAFÍA No.12: CHIMENEA DE VENTILACIÓN, CON PUERTAS
HERMÉTICAS DE METAL



El desagüe en la rampa de acceso a la mina Bethzabeth se realiza mediante bombas eléctricas de 7,2 KW marca GRINDEX y mangueras de polietileno reforzada de 2 pulgadas de diámetro, que trasladan el agua acumulada en la rampa hasta reservorios (pozas) laterales de sedimentación.

En la cota 1359 msnm, cerca a la intersección con la veta Tres Diablos, se ha construido un reservorio (poza) de sedimentación de 12 m de largo por 3 m de ancho y 4 m de alto y pendiente negativa de 14%, donde se halla instalada una bomba neumática que impulsa el agua de infiltración hasta el nivel 1375 msnm desde donde, por gravedad, seguirá el crucero que conecta a la veta Sucre, sobre un relleno de material estéril antiguo, para ser descargada hacia la quebrada, previo el tratamiento correspondiente a fin de cumplir con lo establecido en la normativa ambiental vigente referente a descarga de agua para regadío.

El método de desagüe planeado para los niveles inferiores (más bajos) consiste en construir dos (2) reservorios (pozas) contiguos conectados entre sí mediante un “desfonde” de poca sección, a un costado del decline, de 15 m de largo por 4 m de ancho y 4 m de alto (120 m³) y pendiente negativa.

Este sistema permitirá que el agua con sedimentos y partículas finas se decante en el primer reservorio (poza), para pasar al segundo y libre de la mayor cantidad de sedimentos ser bombeada a la superficie a un tanque plástico utilizado para recirculación y uso en la barrenación.

FOTOGRAFÍA No.13: POZA DE SEDIMENTACIÓN EN INTERIOR MINA



e) Sostenimiento (fortificación)

En razón a que las características físico-mecánicas de roca que atraviesa la rampa son buenas (estables), no se han presentado mayores necesidades en el sostenimiento. Sin embargo en la cota 1369 msnm las condiciones geotécnicas fueron bajas (presencia de falla) por lo que fue necesario colocar fortificación metálica (cerchas) a un espaciamiento regular de 1,5 m, estructuras que en el techo poseen entretejidos (enrejado) mixtos de metal (varillas) y madera (rollizos o troncos).

En la mayoría de secciones donde fue necesario colocar fortificación, ésta se constituyó solo de malla electrosoldada sujeta, con pernos de anclaje, al techo y a las paredes del decline.

FOTOGRAFÍA No.14: FORTIFICACIÓN METÁLICA (CERCHAS)



f) Transporte del material arrancado

Las operaciones de limpieza del disparo (carga y transporte) representan entre un 25 % y un 45 % del tiempo total del ciclo minero. Por tanto, estas operaciones adquieren gran relevancia en el ciclo minero, y de su rendimiento y organización depende en gran medida la producción de la mina o el avance en una labor. Esa organización, aunque indispensable para cualquier tipo de minería, es aún más necesaria y complicada, en minería subterránea. La selección del sistema más adecuado y de los equipos idóneos para cada una de estas operaciones, así como el acoplamiento entre ellas, se convierte en un parámetro fundamental de optimización de la explotación minera.

En la mina Bethzabeth, el desalojo de la roca producida por el avance de la rampa se realiza con una pala cargadora frontal sobre ruedas y dos volquetas de doble eje. La pala tiene una capacidad de carga de $2,3\text{m}^3$, y en tanto que las volquetas son de 12m^3 .

El sistema de transporte es el siguiente: la volqueta 1 ingresa a la mina, luego de 10 minutos lo hace la volqueta 2. En cuanto la volqueta 2 llega al

lugar de carguío (stock), la volqueta 1 ha sido cargada y empieza su salida a superficie a través del decline. Cuando la volqueta 1 vuelve a ingresar a la mina la volqueta 2 está saliendo a superficie, en el momento en que las dos volquetas se intercepten en el interior de la mina, la volqueta 1 se estaciona en el stock para permitir el paso a la volqueta 2 que sale cargada. La pala cargadora se desplaza alrededor de 3 m desde donde está el stock de roca hasta la volqueta.

FOTOGRAFÍA No.15: CARGUÍO Y TRANSPORTE



El material desalojado va a la escombrera, para ser aprovechado por el Municipio del cantón Atahualpa en obras civiles públicas.

g) Equipos y maquinaria utilizada en la Rampa Principal

Jumbo Tamrock Pantofore

El jumbo utilizado en el proyecto es un Tamrock Pantofore que utiliza el sistema de perforación por percu-rotación. En este método los impactos producidos por el golpe del pistón originan ondas de choque que se transmiten a través del varillaje a la broca. Con el movimiento de rotación

hace girar la broca con lo que los impactos actúan sobre la roca en distintas posiciones.

El jumbo está compuesto por un martillo perforador montado sobre un brazo articulado de accionamiento hidráulico que realiza la perforación en el frente. La equipo de perforación (sarta) está constituido generalmente por los siguientes elementos: culata, adaptadores de culata, barra y broca.

Para la perforación se utilizan barras de acero de 3 m de largo que se enroscan brocas de 64 mm y 45 mm.

FOTOGRAFIAS No.16: BROCAS DE 64 Y 45 MM



TABLA No.13: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE JUMBO TAMROCK

Marca	Tamrock
Modelo	Pantafore
Motor	
Potencia	19 HP
Accionamiento	Neumático- diesel
Dimensiones principales	
Longitud	9200 mm
Ancho	2000 mm
Alto	1500 mm
Dimensiones de trabajo	

Superficie que abarca	7-25 m ²
Recorrido de trabajo	2500 mm

FOTOGRAFÍA No.17: JUMBO TAMROCK PERFORANDO



Telehandler

El Telehandler, es un manipulador telescópico, o montacargas telescópico, diseñada para elevar cargas a gran alturas, en cualquier tipo de labores subterráneas.

En el proyecto esta máquina se utiliza para realizar trabajos en altura como es el cargado de los barrenos más elevados (destrozas y de techo.

TABLA No.14: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE TELEHANDLER LK-630

Marca	Lift King
Modelo	LK-630
Motor	Perkins, Turbo, 110 CV
Capacidad Nominal	2721 kg

Dimensiones principales	
Longitud	5900 mm
Ancho	2400 mm
Dimensiones de trabajo	
Altura máxima de elevación	9100 mm
Altura del tejadillo protector	2400 mm
Max. Alcance hacia delante	5000 mm

FOTOGRAFÍAS No.18: TELEHANDLER LK-630



Cargador Anol CC

Esto equipo tiene accionamiento neumático, se utiliza para transportar y cargar el ANFO granulado en los taladros, lo que produce mayor eficiencia en los tiempos del ciclo ya que elimina el encartuchado del ANFO. El cargador Anol es de acero inoxidable, se encuentra montado sobre bastidor y ruedas, para hacer más fácil su traslado.

TABLA No.15: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL CARGADOR ANOL CC

Consumo de aire	1,2 a 2,5 m ³ /min
Máxima presión de alimentación	8 bares
Resistencia mínima de la manguera	1 K Ohm/m y máximo 30 K Ohm/m

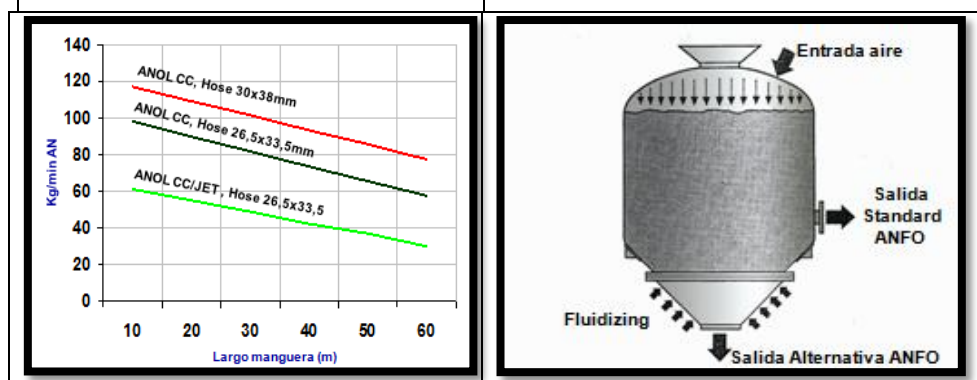


FIGURA No.8: ANOL CC
Capacidad de carga kg/min

GRAFICO: Sistema de alimentación

Fuente: Atlas Copco

Compresor

El compresor es una máquina de fluido construida para aumentar la presión y desplazar (inyectar) los fluidos llamados compresibles, tal es como los gases, vapores y aire. Este equipo es uno de los primordiales en la mina ya que gracias a la energía neumática que genera es posible el funcionamiento del jumbo, martillos perforadores, bombas, winches, cargador Anol, etc.

En el proyecto existen dos compresores, ubicados en superficie junto al portal de la rampa.

Uno de los compresores es marca Ingersoll Rand y otro Atlas Copco. Desde el compresor el aire comprimido se distribuye a través de una manguera de 4 pulgadas de diámetro.

TABLA No.16: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL COMPRESOR
INGERSOLL RAND 900-WCU

Modelo	XP900WCV
Capacidad	900 CFM
Presión de Operación	125 PSI
Máxima Presión de modulaje	250 PSI
Potencia del motor	400 hp
Voltios	220/440

FOTOGRAFÍA No.19: COMPRESOR IR 900-WCU



TABLA No.17: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL COMPRESOR
ATLAS COPCO XAMS-850

Modelo	XAMS-850
Capacidad	847 CFM
Presión de Operación	120 PSI
Máxima Presión de modulaje	141,4 PSI
Potencia del motor	248 hp
Voltios	220/440

FOTOGRAFÍA No.20: COMPRESOR AC XAMS-850



Debido a varios factores como la fricción con la tubería, cambios bruscos de dirección, fugas en las uniones y variaciones en el diámetro de la tubería se pueden producir pérdidas de presión y de caudal de aire comprimido.

Equipos de ventilación

Los equipos de ventilación utilizados en la mina son: de inyección y succión. Los ventiladores son las máquinas capaces de hacer circular en la mina el aire necesario para la ventilación.

Ventilador de succión (Extractor): Es un ventilador que tiene como función aspirar el aire viciado que ocupa el frente de avance, ubicado en el extremo exterior de la chimenea de ventilación hace que el aire del frente entre en esta y sea expulsado al exterior de la mina.

TABLA No.18: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE EXTRACTOR
(VENTILADOR DE SUCCIÓN)

Motor	Inducción
HP	100 HP
Ta (°C)	21
Voltaje	440 voltios
rpm	1800
VOL (CFM)	8000

FOTOGRAFÍA No.21: EXTRACTOR PRINCIPAL



Ventilador de inyección: Es un ventilador encargado de la inyección de aire desde el exterior hasta las cercanías del frente de avance. Los gases y polvo en el frente son removidos por el aire fresco soplado por el ventilador a través de la manga.

TABLA No.19: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE VENTILADOR

Motor	Inducción
HP	50
Ta (°C)	21
Voltaje	440
rpm	3600
VOL (CFM)	20000

FOTOGRAFÍA No.22: VENTILADOR DE 50 HP EN LA RAMPA PRINCIPAL



Manga de ventilación: Para la ventilación de la rampa principal se utiliza una manga de ventilación de lona de 1000 mm de diámetro, la longitud de la manga es de 25 m aproximadamente, que es la longitud que se encuentra separado el ventilador axial del frente de avance, por la que se evacúa a la superficie el aire contaminado.

FOTOGRAFÍA No.23: MANGA DE VENTILACIÓN



Bombas

Las bombas son utilizadas para el desagüe de la rampa a los reservorios de sedimentación.

TABLA No.20: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE BOMBA ELÉCTRICA

Conexión de descarga	4 pulgadas
Potencial nominal de salida	5,6 kW
Consumo máximo	6,7 kW
Velocidad de giro del eje	2890 RPM
Corriente nominal a 400 V	11 A

FOTOGRAFÍA No.24: BOMBAS ELÉCTRICAS



Equipo de carga y descarga

Pala cargadora Frontal: Los cargadores frontales son equipos de carguío diseñados para “cargar” material quebrado, operan sobre neumáticos y funcionan a diesel por lo que tienen autonomía y buen rendimiento. Poseen la cabina del operador en el centro, y opera mirando hacia el frente del equipo. Son de menor costo de adquisición que el LHD pero tiene un menor rendimiento y requieren de mayor sección.

La cargadora frontal sobre ruedas marca KOMATSU WA-250 se utiliza para las labores de desalojo en interior mina, y en ocasiones para tareas de apoyo (servicios).

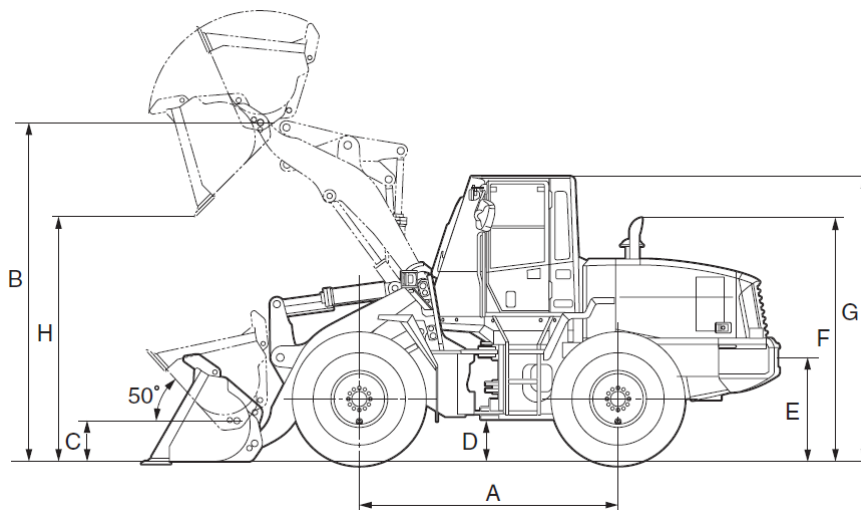
TABLA No.21: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE PALA CARGADORA
KOMATSU WA-250

Marca	KOMATSU
Modelo	WA-250
Motor	135 hp
Capacidad de cucharón	2.3 m ³

	Pasos	1930 mm
	Ancho sobre las llantas	2375 mm
A	Distancia entre ruedas	2900 mm
B	Altura de la bisagra del cucharón a la altura máxima	3725 mm
C	Altura de la bisagra del cucharón en posición de desplazamiento	375 mm
D	Altura del suelo	395 mm
E	Altura de Guardachoques	880 mm
F	Altura hasta el escape	2665 mm
G	Altura hasta la cabina	3060 mm

Fuente: Manual Komatsu

FIGURA No.9: KOMATSU WA-250



FOTOGRAFÍA No.25: PALA CARGADORA FRONTAL



Volquetas: Las volquetas son las encargadas de transportar el material arrancado a la superficie. Volquetas HINO 700 2841 se utilizan en el proyecto.

TABLA No.22 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA VOLQUETA HINO
700-2841

Marca	Hino serie 700
Modelo	2841 (fs1elvd)
Dimensiones Principales	
Largo total	7625 mm
Ancho chasis	850 mm
Ancho de cabina	2490 mm
Capacidad de carga	28.3 Ton
Carga útil	12 M3 (17.43 Ton)
Peso chasis	8670 Kg
Motor	
Cilindraje	12913 cc
Potencia máxima	410 Hp a 1800 RPM
Torque máximo	1903 Nm a 1100 RPM
Norma de emisiones	Euro 3
Sistema de admisión	Turbo geometría variable - intercooler

Fuente: Pagina web Hino

FOTOGRAFÍA No.26: VOLQUETA HINO 700-2841



3.3.2.2 Preparación de la mina

a) Características técnico-operativas del Método de explotación

Por preparación del yacimiento para el arranque, se comprende el franqueo y montaje de galerías, que dividen parte del yacimiento destapado en sectores para el arranque. Las galerías de preparación permiten la conexión del tráfico con los sectores de arranque y la ventilación de los trabajos que se realizan en dichos sectores.

Las labores de preparación realizadas en la mina son: Cross-Cut, Stopes y Chimeneas.

b) Dimensiones de los niveles y bloques

En la mina Bethzabeth cada nivel es de 30 m de alto, en consideración que a una mayor altura del bloque más difícil es el sostenimiento de las paredes y chimeneas.

Los bloques preparados para la explotación son de 30 m de largo, 30 m de alto que corresponde a la altura del nivel y un espesor que coincide

con la potencia de la veta 1,5 m, sin embargo debido a que la veta se presenta en tipo rosario existen sectores donde se reduce su potencia, puesto que se hace muy complicado trabajar en un área menor los trabajos siempre se realizan en 1,5 m.

c) Perforación y voladura

Cross-Cut

Las dimensiones de estas labores son: 3 m de ancho y 3 de alto. Para la perforación en estas galerías se utiliza el jumbo Tamrock de un brazo, con una longitud en el brazo de 3m, se perfora con brocas de 45 mm. Eventualmente la perforación se hace con martillo neumático YT-27.

Diagrama de perforación (Anexo H: Diagrama de Perforación y Secuencia de Disparo en el Cross-Cut)

Cuele y Contra-cuele: Los barrenos de cuele, al igual que en el esquema de la rampa principal, responden al esquema de tipo “cuele (corte) quemado.

TABLA No.23 DIAGRAMA DE PERFORACIÓN DEL CROSS-CUT

Tipo de barreno	N° de barrenos
Cuele	4 sin carga 5 con carga
Contra-cuele	4
Destrozas	6
Hastiales	6
Techo	5
Zapateras	6
Número total barrenos de perforados	36

Sustancia explosiva

Para este tipo de galería se utiliza el *Sistema Nonel GT* (no eléctrico) como sistema de encendido.

Como carga de fondo es utilizado dinamita tipo gelatinosa (Riodin) y como carga de columna ANFO. Para el cargado del ANFO en el barreno se cuenta con una máquina inyectora que utiliza aire comprimido para su funcionamiento.

TABLA No.24: CONSUMO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA POR VOLADURA EN EL CROSS-CUT

Tipo de barreno	N° de barrenos	N° de retardo	Total de retardos por voladura	Carga de Fondo (1 Barreno)	Total de CF por tipo de barreno	Carga de columna (1 barreno)	Total CC por tipo de barreno
Escareados	4	barrenos sin carga					
Cuele	1	1	1	5	5	2,71	2,71
	1	2	1	5	5	2,71	2,71
	1	3	1	5	5	2,71	2,71
	2	4	2	5	10	2,71	5,43
Contracuele	4	5	4	1	4	3,83	15,30
Destroza	3	7	3	1	3	3,83	11,48
	2	8	2	1	2	3,83	7,65
	1	9	1	1	1	3,83	3,83
Hastiales	6	10	6	1	6	3,83	22,95
Techo	5	11	5	1	5	3,83	19,13
Zapateras	6	12	6	10	60	1,32	7,94
Total barrenos	36	Total de retardos por vol (unidades)	32	Total de CF por voladura (unidades)	106	Total CC por voladura (kg)	101,85

Mecha lenta	1,5 m
-------------	-------

Cordón detonante	30 m
Fulminante N°8	1 unidad

Stope

Las dimensiones de estas labores son: 2,5 m de ancho y 2,5 m de alto. La perforación en estas galerías se realiza con martillos neumáticos YT-27. La barra utilizada es 1,8 m de largo y las brocas para la perforación es de 38 mm

Diagrama de perforación (Anexo I: Diagrama de Perforación y Secuencia de Disparo en el Stope)

Cuele y Contra-cuele: Los barrenos de cuele, al igual que en el esquema de la rampa principal, responden al esquema de tipo “cuele (corte) quemado.

TABLA No.25 23 DIAGRAMA DE PERFORACIÓN DEL STOPE

Tipo de barreno	N° de barrenos
Cuele	4 sin carga 5 con carga
Contra-cuele	4
Destrozados	5
Hastiales	6
Techo	3
Zapateras	5
Número total de barrenos perforados	32

Sustancia explosiva

Para este tipo de galería se utiliza el *Sistema Nonel GT* (no eléctrico) como sistema de encendido. Como carga de fondo es utilizado dinamita tipo gelatinosa (Riodin) y como carga de columna ANFO. Para el cargado del ANFO en el barreno se cuenta con una máquina inyectora que utiliza aire comprimido para su funcionamiento.

TABLA No.26: CONSUMO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA POR VOLADURA EN EL STOPE

Tipo de barreno	N° de barrenos	N° de retardo	Total de retardos por voladura	Carga de Fondo (1 Barreno)	Total de CF por tipo de barreno	Carga de columna (1 barreno)	Total CC por tipo de barreno
Cuele	4	barrenos sin carga					
	1	1	1	1	1	1,56	1,56
	1	2	1	1	1	1,56	1,56
	1	3	1	1	1	1,56	1,56
	2	4	2	1	2	1,56	3,11
Contracuele	4	5	4	1	4	1,56	6,23
Destroza	2	7	2	1	2	1,56	3,11
	2	8	2	1	2	1,56	3,11
	1	9	1	1	1	1,56	1,56
Hastiales	6	10	6	1	6	1,56	9,34
Techo	3	11	3	1	3	1,56	4,67
Zapateras	5	12	5	1	5	1,56	7,79
Total barrenos	32	Total de retardos por vol. (unidades)	28	Total de CF por voladura (unidades)	28	Total CC por voladura (kg)	43,61
Mecha lenta	1,5 m						
Cordón detonante	20 m						
Fulminante N°8	1 unidad						

Chimeneas

Estas labores se perforan con las siguientes dimensiones: 2 m de alto y 2 m de ancho. La perforación en estas galerías se realiza con martillos neumáticos YT-27, se perfora de abajo hacia arriba.

Diagrama de perforación (Anexo J: Diagrama de Perforación y Secuencia de Disparo en la Chimenea)

Cuele y Contracuele: Los barrenos de cuele, al igual que en el esquema de la rampa principal, responden al esquema de tipo “cuele (corte) quemado.

TABLA No.27: DIAGRAMA DE PERFORACIÓN DE LA CHIMENEA

Tipo de barreno	N° de barrenos
Cuele	1 sin carga 4 con carga
Destrozas	5
Hastiales:	2
Techo	3
Zapateras	2
Número Total de barrenos perforados	17

Sustancia explosiva

Para las chimeneas inclinadas se utiliza el *Sistema Nonel GT*(no eléctrico) como sistema de encendido.

Como carga de fondo es utilizado dinamita tipo gelatinosa (Riodin) y como carga de columna ANFO.

**TABLA No.28: CONSUMO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA POR
VOLADURA EN LA CHIMENEA**

Tipo de barreno	N° de barrenos	N° de retardo	Total de retardos por voladura	Carga de Fondo (1 Barreno)	Total de CF por tipo de barreno	Carga de columna (1 barreno)	Total CC por tipo de barreno
Cuele	5	barrenos sin carga					
Destroza	2	7	2	1	2	1,56	3,11
	2	8	2	1	2	1,56	3,11
	1	9	1	1	1	1,56	1,56
Hastiales	2	10	2	1	2	1,56	3,11
Techo	3	11	3	1	3	1,56	4,67
Zapateras	2	12	2	1	2	1,56	3,11
Total barrenos	17	Total de retardos por vol (unidades)	12	Total de CF por voladura (unidades)	12	Total CC por voladura (kg)	18,69

Mecha lenta	1.5 m
Cordón detonante	8 m
Fulminante N°8	1 unidad

d) Ventilación y Desagüe

Para el caso de las galerías de preparación se tiene un ventilador auxiliar de 25 HP, que es instalado en la labor que está siendo franqueada, este ventilador es el encargado de la circulación y expulsión de los gases acumulados en la labor hasta cerca de la chimenea de ventilación.

El desagüe se realiza mediante bombas tipo H, conectadas a mangueras de 2 Pulgadas de diámetro, las mismas que se encargan de trasladar el agua hasta las pozas de sedimentación, el proceso ya fue descrito anteriormente.

e) Sostenimiento (fortificación)

Debido a la buena competencia de la roca en las labores de preparación al igual que la rampa no ha sido necesario mayores trabajos en sostenimiento. Sin embargo existen zonas en donde debido a las características geotécnicas es necesario la colocación de pernos de anclaje, malla tensada y eventualmente madera.

En la corrida de vetas se usa eventualmente pernos de anclaje y malla metálica para soportar paredes inestables, según opinión técnica.

f) Transporte del estéril arrancado

El carguío de roca estéril arrancada de las labores de preparación se realiza a través de un LHD 3,9 m³ y un micro LHD 100D pala estándar para 0,7 m³. El scoop es el encargado de llevar la roca estéril hasta la rampa principal donde la pala cargadora frontal es la encargada de cargar a las volquetas. El micro LHD es el encargado del desalojo en las labores de menor sección.

g) Equipos y maquinaria utilizada.

Martillo Perforador Neumático YT-27

Esta máquina utiliza el método de percu-rotación para la perforación, la mayor parte de la energía proporcionada por la perforadora es utilizada en crear la carga para el golpe y una menor cantidad para el giro.

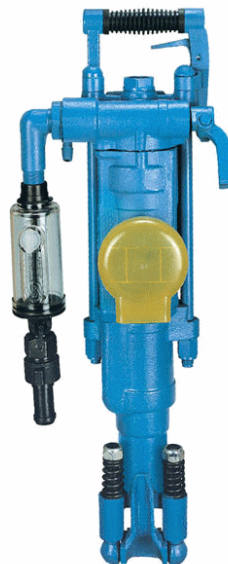
Este tipo de perforadoras proporcionan una presión axial de 300 hasta 600 kg, y el mecanismo de percusión tiene una fuerza de golpe de 7,5-12 kgm

La distribución de aire comprimido se da a través de válvulas, además su rotación es automática independiente. El barrido de detritus se realiza por medio de agua.

TABLA No.29: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE MARTILLO PERFORADOR NEUMÁTICO YT-27

Peso	27 kg
Largo x Ancho x H	668 x 248 x 202mm
Consumo de aire	≤ 83,3L / S
Presión de aire	0.63Mpa; 91.37 PSI
Manguera de aire	25 mm
Frecuencia de impacto	≥ 36,7Hz
Energía de impacto	≥ 75,5J
Profundidad de peroración	5m

FOTOGRAFÍA No.27: MARTILLO PERFORADOR YT-27



Load-Haul-Dump

Un LHD es un equipo que sirve para cargar-transportar y descargar. Especialmente diseñado para trabajar en minería subterránea:

- Pequeños radios de giro
- Pequeño Ancho y alto
- Gran capacidad de tolva (pala)
- Buena velocidad de desplazamiento
- Existen LHD Diesel y eléctricos

En el proyecto Bethzabeth existen dos ejemplares de este tipo de equipo:
LHD WAGNER ST6-C y MicroLHD WAGNER HST1-A

Son los encargados de transportar el material arrancado de las labores de preparación hasta los sitios de acopio de donde la pala cargadora frontal se encarga de cargar a la volqueta.

TABLA No.30: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LHD WAGNER ST6-C

Marca	Wagner
Modelo	ST6-C
Motor	260 HP
Capacidad de carga	3,9 m3
Dimensiones Principales	
Longitud	9490 mm
Ancho	2610 mm
Dimensiones de trabajo	
Radio de giro	6320 mm

FOTOGRAFÍA No.28: LHD WAGNER ST6-C



TABLA No.31: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LHD WAGNER
HST1-A

Marca	Wagner
Modelo	HST1-A
Motor	48 HP
Capacidad de carga	0,7 m ³
Dimensiones Principales	
Longitud	5283 mm
Ancho	1219 mm
Dimensiones de trabajo	
Radio de giro	3505 mm

FOTOGRAFÍA No.29: LHD WAGNER HST1-A



3.3.3 Seguridad Industrial Minera

Se entiende por seguridad Industrial Minera el conjunto de medidas técnicas destinadas a conservar, tanto la vida como la integridad física de los trabajadores y mantener los materiales, maquinarias e instalaciones en las mejores condiciones de servicio y productividad posibles.

El conocimiento de la seguridad industrial minera es de vital importancia en el desarrollo de las diferentes actividades mineras

Las diez reglas básicas de Seguridad definen los principios básicos que anteceden a todas las reglas especiales que se puedan dar y son las siguientes:

1. Reciba órdenes de su jefe y siga las instrucciones de seguridad.
No corra riesgos, si no sabe pregunte.
2. Corrija o reporte todas las condiciones inseguras o sub estándares.
3. Mantenga limpio y ordenado su lugar de trabajo.
4. Use el equipo o herramienta apropiado para cada trabajo, dentro del límite de seguridad diseñado.
5. Informe todo incidente y accidente por leve que fuere y reciba pronto los primeros auxilios.

6. Use, ajuste y repare los equipos solamente cuando esté autorizado.
7. Use su equipo de protección personal en todo momento.
8. No juegue, ni haga bromas. Evite distraer a sus compañeros.
9. Cuando levante objetos, doble las rodillas y levante con las piernas, consiga ayuda para cargas pesadas.
10. Cumpla con todas las reglas y avisos de seguridad y sobre todo use su sentido común.

3.3.3.1 Seguridad en labores subterráneas

a) Equipo de Protección Personal

Todo elemento de protección debe regirse por las Normas Internacionales (ISO), por las Normas Nacionales del Ecuador (INEN) y deben estar diseñados teniendo en cuenta que: deben ser adecuados al riesgo que protegen, no generar nuevos riesgos, no dificultar el trabajo, ser cómodas, adaptadas a cada persona, y que se puedan quitar y poner fácilmente.

El equipo de protección personal (EPP) debe verse siempre como la última línea débil de defensa. Tanto el empresario como el trabajador deben percatarse de que la falta del dispositivo o el dejar de usarlo expone de inmediato a la persona al riesgo inminente.

El equipamiento básico debe ser:

- Casco homologado internacionalmente
- Máscara de protección respiratoria
- Protección Auditiva
- Protección visual
- Guantes de protección
- Botas de seguridad
- Arnés y cinturones de seguridad,
- Ropa impermeable

- Linterna (de manos libres)

Casco.- Un casco es una forma de prenda protectora usada en la cabeza y fabricada en un material resistente, para la protección de la cabeza contra objetos que caen o colisiones a alta velocidad. Un casco cubre mínimamente la coronilla, la frente y las sienes.

FOTOGRAFÍA No.30: CASCO DE SEGURIDAD



Máscara de protección respiratoria.- Este respirador brinda protección respiratoria contra partículas, vapores orgánicos, cloro, ácido clorhídrico, fluoruro de hidrógeno, dióxido de azufre, amoníaco. Estas mascararas son fabricadas en un elastómero de silicona muy flexible que ejerce una baja presión sobre el rostro y reduce la tensión en el área de la nariz por la banda ajustada a la cabeza. Estos respiradores no deben usarse en atmósferas cuyo contenido de oxígeno sea menor a 19.5%. El respirador utiliza filtros de carbón para contrarrestar los gases generados por la voladura.

FOTOGRAFÍA No.31: MÁSCARA DE PROTECCIÓN RESPIRATORIA



Protección Auditiva.- En las diferentes actividades se utilizan dos tipos de protecciones, cada una se utiliza en dependencia del nivel de ruido generado en la actividad. Los utilizados normalmente son los tapones de oído; sin embargo en operaciones de perforación se usan orejeras PELTOR, para atenuar el ruido generado.

FOTOGRAFÍA No.32: EQUIPOS DE PROTECCION AUIDITVA



Protección visual.- Sirven para la protección de los ojos de la proyección de material particulado especialmente en la perforación y en trabajos de mecánica en interior mina.

FOTOGRAFÍA No.33: EQUIPOS DE PROTECCION VISUAL



Guantes.- Los guantes sirven como protección de las manos y dedos contra golpes, que puedan ser ocasionados por caída de roca, herramientas o equipos. En la mayoría de labores mineras se utilizan guantes de cuero.

FOTOGRAFÍA No.34: GUANTES



Botas de seguridad.- Estos implementos de seguridad protegen los pies contra caída de objetos sobre ellos, contra objetos que pueden moverse sobre sus pies u objetos cortapunzantes que puedan pisar. Las botas que se utilizan en la mina tienen un refuerzo de acero en la punta de modo que proteja la parte delantera el pie. Las botas deben ser usadas durante toda la jornada de trabajo.

FOTOGRAFÍA No.35: BOTAS DE SEGURIDAD



Ropa impermeable.- Elemento para proteger al personal en labores como la perforación principalmente y en lugares con presencia de agua.

FOTOGRAFÍA No.36: ROPA IMPERMEABLE



Linterna de manos libres.- Sirve para iluminar el área de trabajo y poder desarrollar las diferentes actividades en interior mina. Se utiliza una lámpara minera digital sin cable SpotLight G3. Con una duración de carga de 20 horas.

FOTOGRAFÍA No.37: LÁMPARA PARA INTERIOR MINA



b) Señalización

Existe una adecuada señalización de advertencia, obligación, prohibición e información, la cual cumple con especificaciones técnicas establecidas en la norma NTE INEN 439 del Instituto Ecuatoriano de Normalización

INEN, referente a colores, señales y símbolos de seguridad. A partir de la evaluación inicial de riesgos identificados en el interior mina, así como de los medios de protección y salidas de emergencia, se colocó la señalización en el interior mina y está ubicada en todo el trayecto del túnel subterráneo.

FOTOGRAFÍA No.38: SEÑALÉTICA INTERIOR MINA



FOTOGRAFÍA No.39: SEÑALÉTICA EXTERIOR MINA



(Anexo N: Mapa de Riesgos)

c) Seguridad en la perforación

La perforación es la primera operación antes de una voladura, puesto que es una labor de vital trascendencia en la producción minera se debe tener en cuenta ciertas precauciones y reglas de seguridad durante la labor.

Precauciones antes de la perforación

- Antes de iniciar la perforación se debe ventilar, regar, desquincar, limpiar y sostener la labor, si fuera el caso.
- Observar si existen tiros sin detonar de una voladura anterior, si existen se los hace detonar. Nunca perforar en o al lado de tiros cortados.
- Se debe desquincar el techo y hastiales con barretillas
- Revisar las herramientas necesarias como: barretillas, pala, cuchilla, atacador de madera.
- El perforista y su ayudante deben usar todos los equipos de protección necesarios para este trabajo.

Precauciones en la instalación de una perforadora

- Conectar la manguera de agua y aire primero a la tubería y luego a la máquina, haciendo correr antes agua y soplando para eliminar las impurezas.
- Asegurarse que todas las conexiones de agua y aire de la máquina perforadora estén correctamente instaladas.
- Lubricar la máquina.
- Antes que el ayudante abra la válvula de la tubería de aire el perforista debe tener todas las válvulas de la máquina perforadora cerradas para prevenir que la máquina se levante violentamente causando posibles accidentes
- Las conexiones y mangueras, deben estar ajustadas y sin roturas.

Seguridad durante la perforación:

- El perforador debe estar parado sobre un lugar firme y limpio, retirando todo aquello que pudiese provocar un accidente.
- Ubicarse a un costado de la máquina, de preferencia el lado izquierdo.
- Las mangueras deben ir por la derecha de la máquina, al lado opuesto del perforista.
- Alinear la máquina, de manera que el barreno, la perforadora y el pie de avance se hallen en el mismo alineamiento.
- Asegurar bien el pie de avance en el piso o sobre la superficie que sirve de piso.
- Cambiar de posición la máquina lo menos posible
- Verificar el correcto funcionamiento de la máquina.
- La perforación de roca o mineral deberá efectuarse mediante el método de perforación húmeda.
- Durante el proceso de perforación el perforista y su ayudante están en la obligación de verificar constantemente la existencia de rocas sueltas para eliminarlos.

d) Seguridad en el manejo de explosivos

Un explosivo es un producto químico que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reacciona instantáneamente. Su uso en minería es extendido, y su manipulación representa un peligro constante es por esto que se deben tomar ciertas precauciones para evitar accidentes.

Almacenamiento

- Los explosivos deben almacenarse en polvorines, que son depósitos especiales superficiales o subterráneos. La dinamita y detonadores deben almacenarse en lugares diferentes evitando así un proceso de iniciación.

- Todo almacén de explosivos deberá ser ubicado y protegido de tal manera que se prevengan los impactos accidentales de vehículos, roca, bajadas de aguas u otros. Su área circundante deberá mantenerse permanentemente limpia, ordenada, debidamente identificada y exenta de materiales combustibles e inflamables.
- Los polvorines deben ser inaccesibles a personas no autorizadas, y deben ser custodiados permanentemente.
- Los explosivos no deben ser almacenados por largos periodos de tiempo.
- Los explosivos deben ser almacenados de forma limpia y ordenada, fácilmente identificable y accesible, despachados en orden de antigüedad.
- Los productos deteriorados se sacaran para su destrucción.
- Los lugares de almacenamiento deben estar debidamente señalizados.

Transporte

- La carga y descarga se realizara en el día y en ausencia de tormentas eléctricas, arena. Se debe realizar con cuidado evitando golpes
- No se debe transportar en el mismo vehículo detonadores y material explosivo.
- Para el transporte de los explosivos dentro de la concesión minera deberán cumplirse las siguientes normas de seguridad:
 - ✓ Los vehículos que transporten explosivos no podrán cargar junto a dichos explosivos los detonadores u otros accesorios de voladura.
 - ✓ Los explosivos deberán transportarse fuera de las horas de movilización del personal, con el fin de no ocupar simultáneamente el mismo medio de transporte.
 - ✓ El transporte de detonadores eléctricos, solo podrá realizarse en los envases originales.

Manipulación

- Los cebos para voladura deberán hacerse justo antes de ser usados y su número no deberá ser mayor que los necesarios para dicha voladura. Los cebos no deberán ser preparados en el interior de los polvorines; además, el recinto de preparación elegido deberá estar limpio y convenientemente resguardado y señalizado.
- Todo barreno deberá ser de diámetro apropiado, de modo que los cartuchos de explosivos puedan ser insertos hasta el fondo del mismo, sin ser forzados, para no dañar el cebo.
- Los explosivos no deberán ser removidos de su envoltura original antes de ser cargados dentro del barreno.
- Cuando se carguen explosivos granulados o a granel, podrá usarse un método de carguío manual, mecanizado o neumático.
- Es obligación preparar el cebo con punzón de madera, cobre; asegurándose que coincida lo más cerca posible con el eje longitudinal del cartucho.
- En el uso de cordón detonante para un cebo que irá en un barreno, éste se introducirá hasta al fondo de la perforación. El cordón, se sostendrá firmemente para mantenerlo fuera del barreno como también separado de otros explosivos en la superficie, procurando que no interfiera en la operación de carguío.
- El atacado de los taladros deberá hacerse solamente con varilla de madera, siendo prohibido el uso de cualquier herramienta metálica. Los tacos deberán ser de materiales incombustibles.
- Deberá usarse longitudes de guías suficientes para permitir el encendido de toda la malla de perforación y dejar un lapso adecuado para que el personal encargado se pueda retirar a un lugar seguro.
- El encendido de los tiros estarán presentes solamente las personas encargadas del encendido y todos los accesos al lugar donde se va a efectuar la explosión deberán estar resguardados por vigilantes responsables.

e) Seguridad en el desalojo

Luego de una voladura el macizo rocoso se encuentra sensible debido a vibraciones generadas en la explosión, por lo que el riesgo de caída de roca aumenta; debiéndose tomar las precauciones necesarias; además los gases y polvo generados por la voladura muchas veces no son evacuados totalmente.

- Antes del ingreso del personal al área recién volada se debe ventilar, mojar y acuanar
- El ingreso de aire se lo hace con una manguera de aire comprimido para desplazar gases acumulados.
- Con una manguera de agua se moja el material acumulado y las paredes y techo, para asentar el polvo en el área.
- Y se desquicha el lugar para prevenir caída de roca

3.4 RECOLECCIÓN DE DATOS

Los datos se recolectaran en el área de estudio, mina Bethzabeth, ubicada en la parroquia Ayapamba.

Para la elaboración de la propuesta de explotación se tomarán en cuenta la actividad minera actual en la mina Bethzabeth y la experiencia en otras minas del sector de Portovelo.

3.4.1 Método Actual de explotación minera: Overhand Cut and Fill por franjas inclinadas

En esta variante de explotación el arranque del mineral se hace mediante bloques de explotación dejando pilares entre ellos y dentro del bloque, estos pilares se dejan en los lugares donde la ley de mineral es baja. En cada bloque de explotación se tiene una chimenea de servicio, desde esta chimenea se realiza: la circulación de personal, trasiego de mineral,

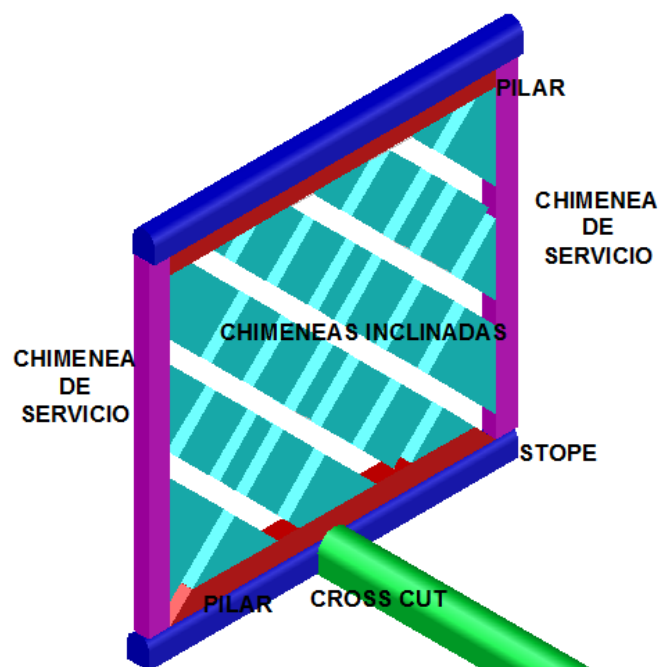
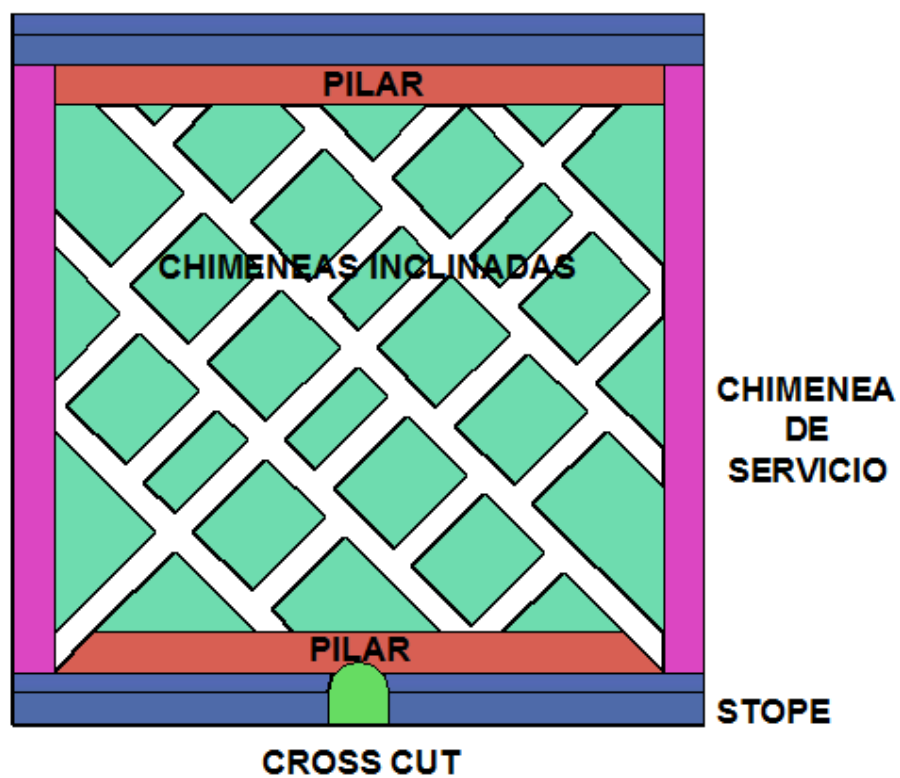
ventilación del frente y algunos trabajos complementarios (colocación de tuberías, etc.).

El método de extracción aplicado consiste en el arranque del mineral por franjas inclinadas a 45° , este arranque se inicia desde la chimenea franqueada como parte de la preparación del bloque. Primero se franquea una chimenea, de 1,5 m de ancho y 2 m de altura, inclinada a 45° , el largo de la chimenea es de alrededor de 15 m, las chimeneas son franqueadas siguiendo la veta. Desde esta chimenea inclinada se perforan chimeneas perpendiculares con separaciones variables que van desde los 3 m hasta los 6 m. En caso de que se encuentren valores bajos de mineral este se deja como pilares entre el lado yacente y pendiente. Desde estas chimeneas se perforan barrenos horizontales hacia los lados de 1,8 m de longitud.

El mineral es trasegado por la fuerza de gravedad hacia la chimenea de bloque, para luego caer al stope.

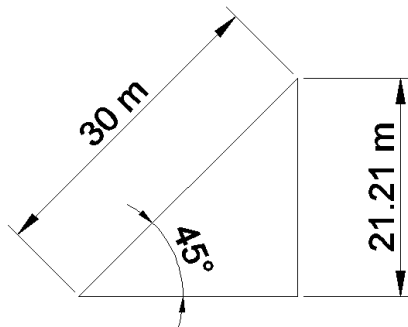
Una vez trasegado el mineral se continúa con el relleno. En la mina Bethzabeth el material de relleno procede del estéril, que es arrancado de las paredes de contacto entre roca estéril y mineral en el propio frente. A cada lado de la veta se arranca alrededor de 50 cm. El relleno se utiliza únicamente en los bloques en donde la veta contiene valores altos y se arranca todo el bloque, caso contrario los pilares entre chimeneas inclinadas dan la facilidad del trabajo.

FIGURA No.10: VARIANTE OVERHAND POR FRANJAS INCLINADAS



3.4.1.1 Dimensiones de los niveles

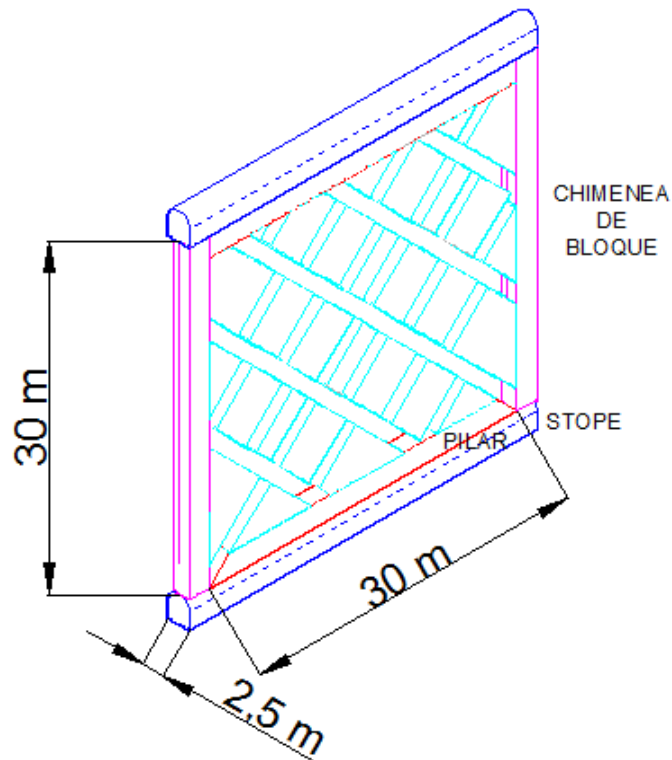
Los niveles de explotación tienen una altura de 30 m, esta altura es tomada en sentido al buzamiento de la veta que por lo general es de 45° . Es decir que la altura en vertical de cada nivel sería de 21 m aproximadamente.



3.4.1.2 Dimensiones de los bloques

El bloque de explotación comprendido entre dos chimeneas es de 30 m de altura en sentido de la inclinación de la veta que corresponde a la altura del nivel, 50 m de largo y un ancho de 1,5 m correspondiente a la potencia promedio de la veta. Sin embargo como a cada lado de la veta se extrae 50 cm de roca estéril para el relleno, el frente tendría un ancho total de 2,5 m

FIGURA No.11: DIMENSIONES DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN



3.4.1.3 Volumen y tonelaje de los bloques

El volumen del bloque correspondería a:

$$V_{bl} = L_{bl} \cdot H_{bl} \cdot P_m \cdot \delta$$

L _{bl} - Longitud del bloque	30	m
H _{bl} - Altura del bloque	30	m
P _m - potencia media del mineral	1,5	m
δ - densidad de mineral	2,629	ton/m ³
%pilares- mineral dejado como pilar	10%	

$$V_{bl} = 1350 \quad m^3$$

$$Q_{bl} = 3549,15 \quad ton$$

$$V_{bl} = V_{bl1} - (V_{bl1} \cdot \%pilares)$$

$$V_{bl} = 1215,00 \quad m^3$$

$$Q_{bl} = 3194,24 \quad ton$$

3.4.1.4 Altura de la franja de explotación

Para explotar se franquean chimeneas inclinadas a 45° de 2 m de altura y 1,5 m de ancho. No se tiene una altura de franja definida debido a que las chimeneas son inclinadas y no se sigue un plan definido de explotación.

3.4.1.5 Perforación y Voladura

Para el arranque del mineral lo primero es abrir una chimenea inclinada desde la chimenea de bloque. Desde esta chimenea inclinada se perforan hacia arriba chimeneas perpendiculares a la chimenea inclinada.

Este trabajo se realiza con martillos neumáticos YT-27 (Jackleg), los barrenos perforados tienen una longitud de 1,8 m y se perforan con una inclinación de aproximadamente 45° con el fin de dar la inclinación al primer corte y las chimeneas sobre él. La perforación se realiza con brocas de 38 mm.

TABLA No.32: DATOS DE VARIANTE OVERHAND POR FRANJAS INCLINADAS

DATOS	SIMBOLO	VALOR	UNIDAD
Densidad de mineral	δ	2,629	g/cm ³
Altura de la chimenea	Hch	2	m
Ancho de chimenea	Af	1,5	m
Largo de la chimenea	Lch	5	m
Largo de la franja	Lf	50	m
Diámetro Perforación	d _b	38	mm
Longitud de barreno	Lb	1,8	m
Rendimiento de perforación	Rp	95%	%
Longitud real del barreno	Lrb	1,7	m
Ángulo barrenos contorno	γ	2	°
Densidad de explosivo (riodin)	dexp	1,45	g/cm ³

Longitud del explosivo	l _{exp}	0,20	m
Masa de 1 cartucho	m _{exp}	0,24	kg
Velocidad de detonación del explosivo	V _{det}	6000	m/s
Velocidad de detonación del ANFO (Al)	V _{anfo}	2395	m/s
Densidad del ANFO (Al)	d _{anfo}	0,86	g/cm ³
Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.	PRP _{anfo}	244	%

Chimenea inclinada

1) Número de barrenos perforados

Nº barrenos= 13 barrenos

2) Longitud de perforación

$$L_p = L_b \cdot N_b$$

L_p= 22,23 m

3) Magnitud de carga por m de barreno

$$d_c = d_{exp} \cdot s \cdot a \cdot k \cdot 100$$

d_c - magnitud de carga de SE por metro

d_{exp} - densidad del explosivo

s - superficie del barreno

a - Coeficiente de llenura del barreno 0,75

k - coeficiente de retacado sin retacado

100 - conversión de cm a m

$$s = \pi (d_b/2)^2$$

s= 11,34 cm²

d_c= 1233,35 g/m

d_c= 1,23 kg/m

4) Longitud de retacado

Sin retacado

5) Longitud de SE

$$L_{se} = L_{rb} - L_r$$

$$L_{se} = 1,7 \text{ m}$$

6) Total SE por voladura

$$Q_{se} = d_c \cdot N_b \cdot L_{rb}$$

$$Q_{se} = 27,42 \text{ kg}$$

7) SE por barreno

$$Q_{barr} = L_{se} \cdot d_c$$

Q_{barr} - Gasto de sustancia explosiva por barreno

$$Q_{barr} = 2,11 \text{ kg/barr}$$

Se utiliza 1 dinamita por barreno

$$Q_d = N_{cart} \cdot m_{exp}$$

Q_d - Gasto de dinamita por voladura

$$N^{\circ} \text{ dinamita-barreno} = 1$$

$$Q_d = 0,24 \text{ kg/barr}$$

$$Q_a = Q_{barr} - Q_d$$

Q_a - Gasto de anfo por barreno

$$Q_a = 1,87 \text{ kg/barr}$$

8) Detalle de SE por voladura

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = Q_d \cdot N_b$$

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = 13$$

$$Q_{dv} = Q_d \cdot N_b$$

Q_{dv} - Gasto de dinamita por voladura

$$Q_{dv} = 3,12 \text{ kg}$$

$$Q_{av} = Q_{se} \cdot Q_d / Q_{barr}$$

Q_{av} - Gasto de anfo por voladura

$$Q_{av} = 24,30 \text{ kg}$$

9) Perforación específica

$$P_{esp} = L_p / V_{mv}$$

Donde:

Vmv - Volumen por voladura

$$Vmv = Hch \cdot Ach \cdot Lb$$

$$Vmv = 5,13 \text{ m}^3$$

$$Pesp = 4,33 \text{ m/m}^3$$

10) Carga específica

$$Qesp = Qse / Vmv$$

$$Qesp = 5,34 \text{ kg/m}^3$$

11) Accesorios de Voladura

Detonadores	12,00 unidades
Cordón detonante	8,00 m
Mecha lenta	1,50 m
Fulminante N°8	1,00 unidad

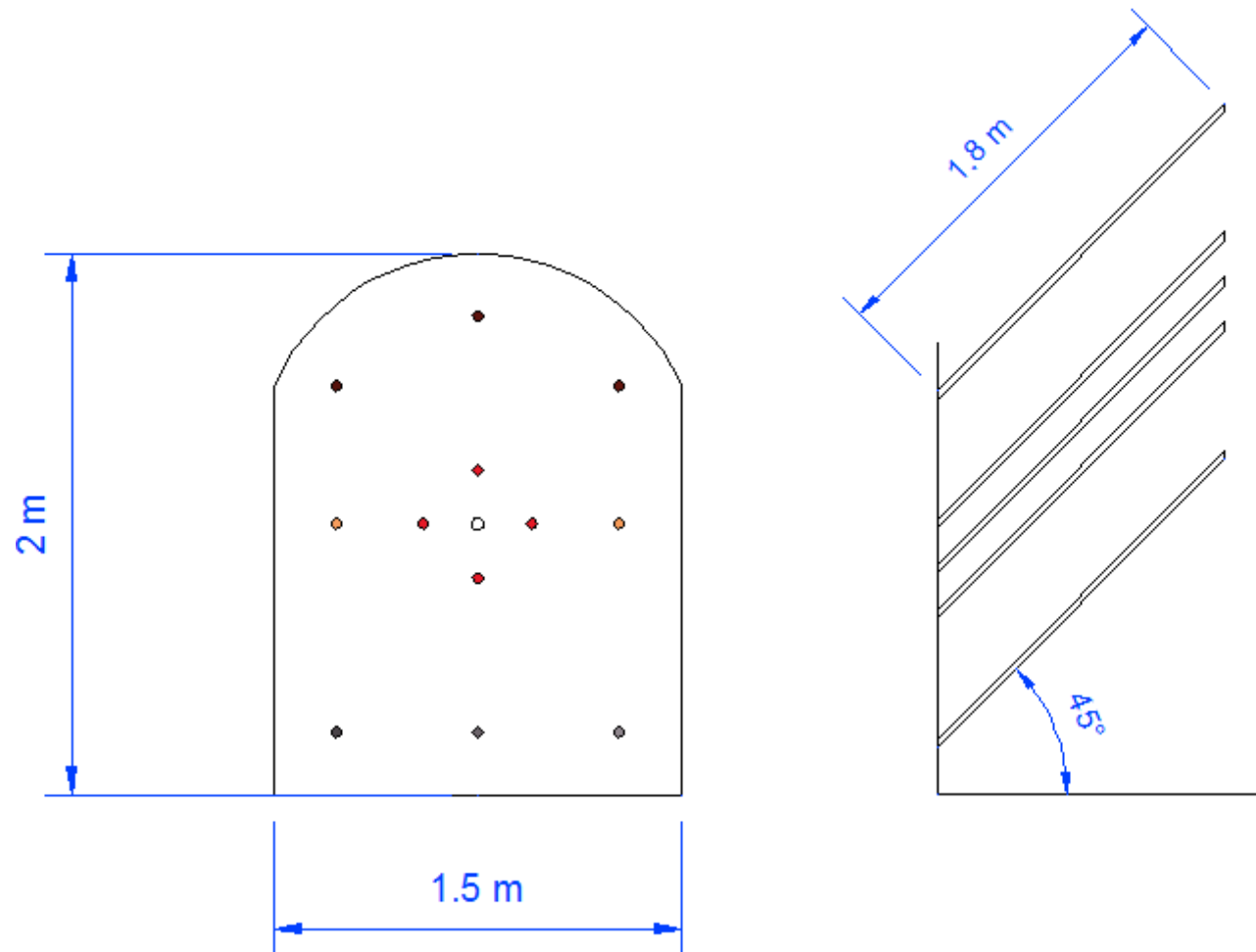


FIGURA No.12: MALLA DE PERFORACION DE CHIMENEAS INCLINADAS

(Ver Anexo K: Diagrama de Perforación y Secuencia de Disparo en la Chimenea Inclínada)

Barrenos laterales -Perforación en veta

1) Número de barrenos

Nº barrenos= 16 barrenos

2) Longitud de perforación

$$L_p = L_b \cdot N_b$$

Lp= 27,36 m

3) Magnitud de carga por m de barreno

$$dc = d_{expl} \cdot s \cdot a \cdot k \cdot 100$$

dc - magnitud de carga de SE por metro

dexp - densidad del explosivo

s - superficie del barreno

a - Coeficiente de llenura del barreno 0,75

k - coeficiente de retacado sin retacado

100 - conversión de cm a m

$$s = \pi (d_b / 2)^2$$

s= 11,34 cm²

dc= 1233,35 g/m

dc= 1,23 kg/m

4) Longitud de retacado

Sin retacado

5) Longitud de SE

$$L_{se} = L_{rb} - L_r$$

Lse= 1,7 m

6) Total SE por voladura

$$Q_{se} = dc \cdot N_b \cdot L_{rb}$$

Qse= 33,74 kg

7) SE por barreno

$$Q_{barr} = L_{se} \cdot dc$$

Qbarr - Gasto de sustancia explosiva por barreno

$$Q_{barr} = 2,11 \text{ kg/barr}$$

Se utiliza 1 dinamita por barreno

$$Q_d = N_{cart} \cdot m_{exp}$$

Qd - Gasto de dinamita por voladura

$$N^{\circ} \text{ dinamita-barreno} = 1$$

$$Q_d = 0,24 \text{ kg/barr}$$

$$Q_a = Q_{barr} - Q_d$$

Qa - Gasto de anfo por barreno

$$Q_a = 1,87 \text{ kg/barr}$$

8) Detalle de SE por voladura

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = Q_d \cdot N_b$$

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = 16$$

$$Q_{dv} = Q_d \cdot N_b$$

Qdv - Gasto de dinamita por voladura

$$Q_{dv} = 3,84 \text{ kg}$$

$$Q_{av} = Q_{se} \cdot Q_a / Q_{barr}$$

Qav - Gasto de anfo por voladura

$$Q_{av} = 29,90 \text{ kg}$$

9) Perforación específica

$$P_{esp} = L_p / V_{mv}$$

Donde:

Vmv - Volumen por voladura

$$V_{mv} = L_{ch} \cdot A_{ch} \cdot L_b$$

$$V_{mv} = 12,83 \text{ m}^3$$

$$P_{esp} = 2,13 \text{ m/m}^3$$

10) Carga específica

$$Q_{esp} = Q_{se} / V_{mv}$$

$$Q_{esp} = 2,63 \text{ kg/m}^3$$

11) Accesorios de Voladura

Detonadores	16,00 unidades
Cordón detonante	13,00 m
Mecha lenta	1,50 m
Fulminante N°8	1,00 unidad

FIGURA No.13: PERFORACIÓN DE BARRENOS LATERALES

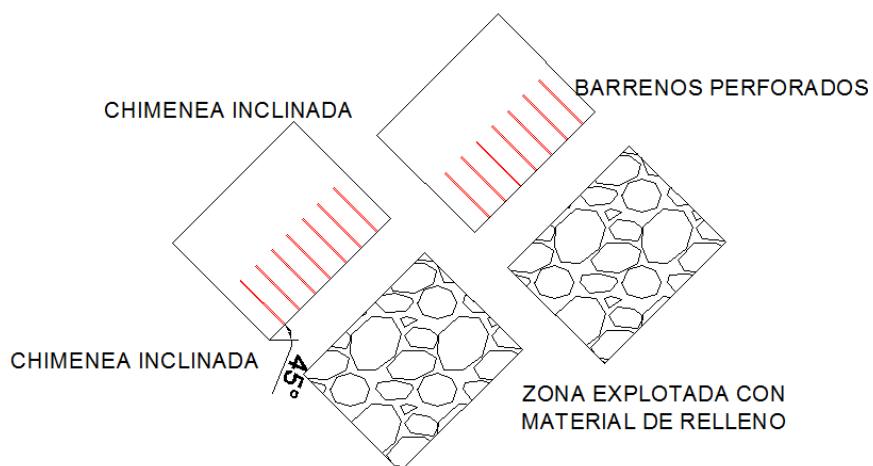
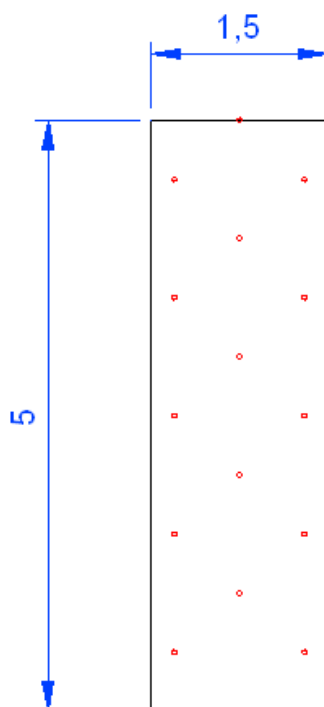


FIGURA No.14: MALLA DE PERFORACIÓN DE BARRENOS LATERALES



Relleno

Ancho del estéril	0,5 m	cada lado
Longitud del barreno	0,5 m	
Largo de chimenea	5 m	
Distancia entre barrenos	0,6 m	

1) Número de barrenos

Nº barrenos= 8 barrenos

2) Longitud de perforación

$$L_p = L_b \cdot N_b$$

$L_p = 4 \text{ m}$

3) Magnitud de carga por m de barreno

$$d_c = d_{\text{expl}} \cdot s \cdot a \cdot k \cdot 100$$

d_c - magnitud de carga de SE por metro

d_{expl} - densidad del explosivo

s - superficie del barreno

a - Coeficiente de llenura del barreno 0,75

k - coeficiente de retacado
sin retacado

100 - conversión de cm a m

$$s = \pi (d_b/2)^2$$

$s = 11,34 \text{ cm}^2$

$d_c = 1233,35 \text{ g/m}$

$d_c = 1,23 \text{ kg/m}$

4) Longitud de retacado

Sin retacado

5) Longitud de SE

$$L_{\text{se}} = L_{\text{rb}} - L_{\text{r}}$$

$L_{\text{se}} = 0,5 \text{ m}$

6) Total SE por voladura

$$Q_{se} = d_c \cdot N_b \cdot L_{rb}$$

$$Q_{se} = 5,14 \text{ kg}$$

7) SE por barreno

$$Q_{barr} = L_{se} \cdot d_c$$

Q_{barr} - Gasto de sustancia explosiva por barreno

$$Q_{barr} = 0,62 \text{ kg/barr}$$

Se utiliza 1 dinamita por barreno

$$Q_d = N_{cart} \cdot m_{exp}$$

Q_d - Gasto de dinamita por voladura

$$N^{\circ} \text{ dinamita-barreno} = 1$$

$$Q_d = 0,24 \text{ kg/barr}$$

$$Q_a = Q_{barr} - Q_d$$

Q_a - Gasto de anfo por barreno

$$Q_a = 0,38 \text{ kg/barr}$$

8) Detalle de SE por voladura

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = Q_d \cdot N_b$$

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = 8$$

$$Q_{dv} = Q_d \cdot N_b$$

Q_{dv} - Gasto de dinamita por voladura

$$Q_{dv} = 2,00 \text{ kg}$$

$$Q_{av} = Q_{se} \cdot Q_a / Q_{barr}$$

Q_{av} - Gasto de anfo por voladura

$$Q_{av} = 3,14 \text{ kg}$$

9) Perforación específica

$$P_{esp} = L_p / V_{mv}$$

Donde:

V_{mv} - Volumen por voladura

$$V_{mv} = A_e \cdot L_{ch} \cdot L_b$$

$$A_e - \text{Ancho de la capa de estéril} \quad 0,50 \text{ m}$$

$$L_{ch} - \text{Longitud de la chimenea} \quad 5,00 \text{ m}$$

$$L_b - \text{Longitud del barreno} \quad 0,50 \text{ m}$$

Vmv=	1,25 m3
Pesp=	3,33 m/m3

10) Carga específica

$$Q_{esp} = Q_{se} / V_{mv}$$

Qesp=	4,11 kg/m3
-------	------------

11) Accesorios de Voladura

Detonadores	8 unidades
Cordón detonante	5,00 m
Mecha lenta	1,50 m
Fulminante N°8	1,00 unidad

3.4.1.6 Trasiego del mineral arrancado

Una vez realizada la voladura se procede al trasiego del mineral arrancado, el mismo que por gravedad cae a través de las chimeneas inclinadas a 45°, perforadas al inicio de las labores de arranque, estas chimeneas trasiegan hacia la chimenea de bloque.

Este mineral arrancado cae al stope desde donde es LHD Wagner HST1-A transporta hasta sitio de acopio en el cross-cut. Desde el cross-cut el mineral es acarreado por el LHD Wagner ST6-C hasta el stock pile donde la pala cargadora frontal se encarga del carguío hacia la volqueta, la misma que transporta hasta el sitio de acopio en superficie, para luego ser llevado a la planta metalúrgica.

FOTOGRAFÍA No.40: TRANSPORTE DE MINERAL AL CROSS-CUT



3.4.1.7 Ritmo de producción

En la mina Bethzabeth en cada bloque de explotación, en el arranque trabaja un grupo de mineros conformado por tres personas, realizando una voladura por turno.

Cantidad de mineral arrancado por voladura

En chimenea inclinada

$$V_{mv} = Sch \cdot L_{rb}$$

V_{mv} - Volumen de mineral por voladura

Sch - Sección de la chimenea

$$V_m = 5,13 \text{ m}^3$$

Con la densidad calculamos el tonelaje

$$\delta = 2,629 \text{ ton/m}^3$$

$$Q_m = 13,49 \text{ ton}$$

En barrenos laterales en veta

$$V_{mv} = L_{ch} \cdot L_{rb} \cdot A_{ch}$$

V_{mv} - Volumen de mineral por voladura

L_{ch} - Longitud de la chimenea

A_{ch} - Ancho de la chimenea

L_b - longitud del barreno

$$V_{mv} = 12,83 \text{ m}^3$$

Con la densidad calculamos el tonelaje

$$\delta = 2,629 \text{ ton/m}^3$$

$$Q_{mv} = 33,72 \text{ ton}$$

Cantidad de mineral arrancada por bloque extraído

Fue calculado en Volumen por bloque:

$$Q_{bl} = 3194,24 \text{ ton}$$

En la cantidad mineral por bloque se disminuye en 10% debido al mineral dejado como pilares.

3.4.1.8 Programación de actividades mineras para la extracción del mineral

Las actividades mineras se desarrollan con organización. Las diferentes labores comprenden: principales y auxiliares. Entre las labores principales se tiene: Perforación y voladura, cargado de S.E., ventilación, transporte de mineral y relleno; mientras las labores auxiliares incluyen: colocación de tuberías para aire y agua, etc. Estas actividades se realizan simultáneas con las principales por lo que no se toman en cuenta en el ciclo de trabajo.

La organización presentada a continuación corresponde a la que se utiliza actualmente en la mina, por lo que no se realizan cálculos, únicamente se toman los datos de la práctica.

Para establecer la norma de trabajo en las actividades, se toman datos en condiciones prácticas y nos permite conocer los gastos para un ciclo de trabajo.

a) Cálculo de los trabajos de perforación y voladura

Los cálculos de perforación y voladura ya se realizaron en el tema Perforación y Voladura. Los datos obtenidos por voladura:

- *Longitud de perforación*
 - En chimenea inclinada $L_p=23,40$ m
 - En barrenos laterales $L_p=27,36$ m
- *Volumen de S.E*
 - En chimenea inclinada $Q_{se}=27,42$ kg
 - En barrenos laterales $Q_{se}=33,74$ kg
- *Volumen de mena a extraer*
 - En chimenea inclinada $V_m=5,13$ m³

En barrenos laterales $V_m=12,83 \text{ m}^3$

- *Volumen a rellenar*

$$V_{rell}=12,83 \text{ m}^3$$

No se rellena el 100% de la cavidad puesto que se deja pilares en mineral de baja ley.

b) Rendimiento de las diferentes actividades

Los siguientes datos han sido obtenidos durante el desarrollo de las actividades, para esto se ha cuantificado el rendimiento de trabajo por actividad y el tiempo empleado en el desarrollo de las mismas. Obteniendo así el rendimiento hombre- turno, constituyendo la norma de trabajo:

TABLA No.33: NORMAS DE TRABAJO EN VARIANTE ACTUAL

Actividad	Norma
Perforación	9 m/h-turno
Cargado de SE	7,5 barrenos/h- turno
Trasiego de mineral	12,83 m^3 /h- turno
Relleno	12,83 m^3 /h- turno

c) Cálculo del tiempo para cumplimiento de las diferentes actividades

Perforación

$$T_{\text{total-p}} = t_b \cdot N^{\circ} \text{barrenos}$$

$$t_b = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$$

t_b -Tiempo 1 barreno

$$t_1 = 5,2 \text{ min}$$

$$t_2 = 5 \text{ min}$$

$$t_3 = 5,2 \text{ min}$$

$$t_4 = 4,8 \text{ min}$$

$$t_5 = 5 \text{ min}$$

$$t_b = 5,04 \text{ min}$$

$$T_{\text{total-p}} = 80,64 \text{ min}$$

$$\mathbf{T_{\text{total-p}} = 1,34 \text{ horas}}$$

Cargado de SE

$$T_{\text{total-c}} = t_c \cdot N^{\circ} \text{barrenos}$$

$$t_c = t_{se} + t_{ret} + t_{aux}$$

$$t_{se} - \text{cargado de SE} \quad 1,5 \text{ min}$$

$$t_{ret} - \text{retacado} \quad 0 \text{ min}$$

$$t_{aux} - \text{perdidas} \quad 10 \text{ min}$$

$$T_{\text{total-c}} = 32,5 \text{ min}$$

$$\mathbf{T_{\text{total-c}} = 0,5 \text{ horas}}$$

Trasiego y desalojo de mineral

$$T_{\text{total-tr}} = N^{\circ}v \cdot t_v$$

$$N^{\circ}v = V_{mv} / m^3 \text{ LHD}$$

$$N^{\circ}v - \text{número de viajes} \quad 18,32$$

$$t_v - \text{tiempo de viaje} \quad 7 \text{ min}$$

$$m^3 \text{ LHD} - \text{Capacidad de LHD} \quad 0,7 \text{ m}^3$$

$$T_{\text{total-tr}} = 128,3 \text{ min}$$

$$\mathbf{T_{\text{total-tr}} = 2,138 \text{ horas}}$$

Relleno

En realidad el relleno no se realiza en totalidad por lo que se dejan pilares, cuando es necesario se hace una voladura de estéril de las paredes y de la caja baja. En total la duración, incluyendo perforación, cargado y ventilación; es de:

$$T_{\text{total-rr}} = 1,5 \text{ horas}$$

d) Cálculo del número de hombres por turno

El número de hombres por ciclo que laboran en el frente de arranque es calculado considerando tanto el volumen de trabajo como la norma de trabajo obtenida, tenemos:

TABLA No.34: NÚMERO DE HOMBRES POR TURNO

Actividad	Vol de trabajo	Norma	Nº hombre
Perforación	27,36 m	9 m/h-turno	3
Cargado de SE	15 barr	7,5 barrenos/h- turno	2
Trasiego y desalojo de mineral	12,83 m ³	12,83 m ³ /h- turno	1
Relleno	6,41 m ³	6,41 m ³ /h- turno	1
			7

Número de hombres por turno 7

Determinación del número de hombres por ciclo

Como en cada turno de trabajo se realizan un ciclo completo, en cada ciclo se necesitarían 7 hombres.

Número real de hombres por ciclo

Se refiere al número de trabajadores en el frente de arranque considerando que determinado trabajador realiza dos o más actividades. Entonces:

$$N^{\circ} \text{ real hombres} = N_{hc} / (N_t * k_c)$$

N_t - Nº de turnos

k_c - Coeficiente que toma en cuenta labores simultaneas 1,4

$$N^{\circ} \text{ real hombres} = 5$$

e) Rendimiento de los trabajos en el bloque

Rendimiento Real de trabajo

R real= $V_{mv}/N^{\circ}\text{real hombres}$

$$R_{\text{real}} = 2,57 \text{ m}^3/\text{h-turno}$$

Rendimiento de los perforistas

$R_{\text{perf}} = Q_{\text{mc}}/N_p$

Q_{mc} - mineral extraído por ciclo 12,83 m³/hombre

N_p - perforistas por turno 1

$$R_{\text{perf}} = 12,83 \text{ m}^3/\text{hombre}$$

Rendimiento de los trabajadores en bloque

$R_{\text{bl}} = Q_{\text{bl}}/N_{\text{hb}}$

Q_{bl} - mineral extraído en el bloque 1215,00 m³

N_{hb} - Hombres en el bloque 5 hombres

$$R_{\text{bl}} = 243,00 \text{ m}^3/\text{hombre}$$

f) Duración del tiempo del ciclo

$T_c = t_{\text{prep}} + t_p + t_c + t_{\text{tr}} + t_{\text{rr}} + t_{\text{ven}}$

t_{prep} - preparación 0,50 horas

t_p - perforación 1,34 horas

t_c -cargado de SE 0,5 horas

t_{tr} -trasiego 2,14 horas

t_{rr} - relleno 1,5 horas

t_{ven} - ventilación 1,0 horas

$$T_c = 7,0 \text{ horas}$$

3.4.2 Método Propuesto de explotación minera: Overhand Cut and Fill por franjas horizontales

Este variante de explotación consiste en el arranque del mineral mediante bloques de explotación sin dejar pilares entre ellos, para el sostenimiento de las paredes se rellena. En cada bloque de explotación se tiene una chimenea de servicio, desde donde se realiza: el paso de personal, trasiego de mineral, ventilación del frente y algunos trabajos complementarios (colocación de tuberías, etc.).

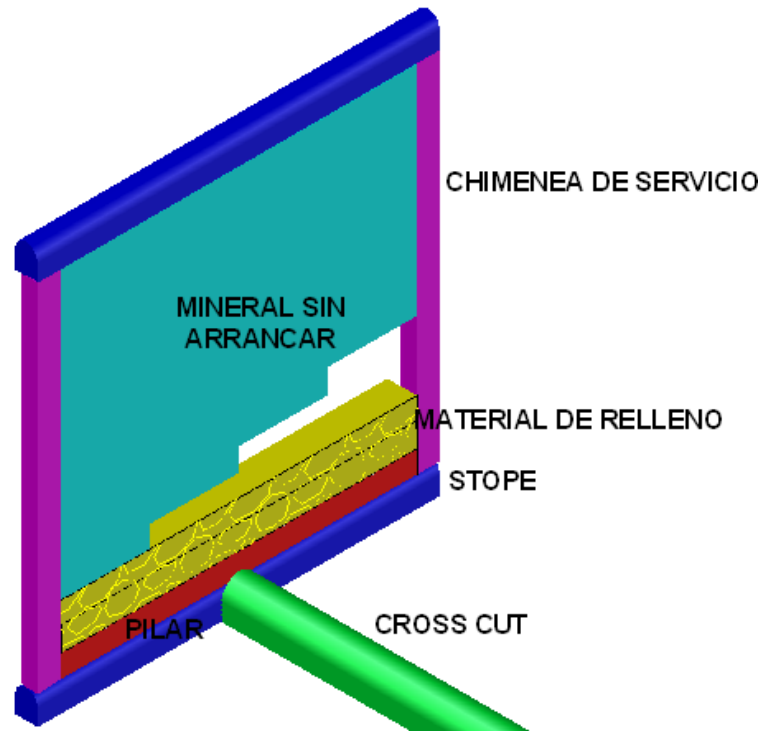
Las labores de extracción inician con el arranque de la primera franja ubicada sobre el pilar del stope de 2 m de ancho, su arranque se inicia desde la chimenea de bloque, el mineral extraído es trasegado. Desde el espacio abierto por la primera franja se perforan barrenos verticales de 1,8 m de longitud, estos barrenos se perforarán con una inclinación igual a la de la veta (45°).

Una vez arrancada la segunda franja, de una altura igual a la longitud de la barra de perforación, se trasiega el mineral, lo que se realiza a través de la chimenea de bloque. Para el trasiego de mineral se tendrá una chimenea central entre dos bloques, los mismos que en nivel vertical se diferencian por una franja de adelantamiento; puesto que por seguridad no se debe tener dos bloques en explotación al mismo nivel vertical.

Posterior al trasiego se procede al relleno del espacio vacío. El relleno es producto del arranque de las paredes del contacto entre mineral y estéril. Se arranca unos 50 cm de las paredes, y preferentemente de la caja baja. Para evitar la dilución del relleno con el mineral producto de la voladura en veta, se coloca una protección sobre el relleno, esta protección consiste en tablonés de madera sobre una lona. Con esta labor se impide que incluso las partículas de mineral que se desprende en la perforación se mezclen con el estéril del relleno.

Una vez que se realiza el trasiego del mineral y se limpian los tablonos y lona, estas son retiradas y se procede a rellenar nuevamente, para conformar la plataforma de perforación.

FIGURA No.15: OVERHAND POR CAPAS HORIZONTALES



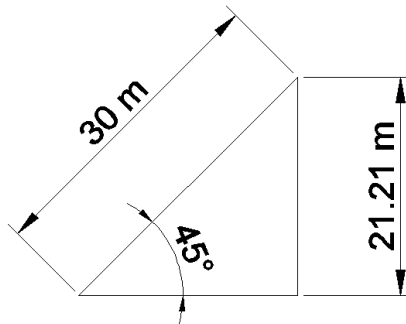
En resumen las labores de arranque para el sistema empleado serían:

- Colocación del material de protección (madera) sobre el relleno.
- Perforación de barrenos verticales
- Cargado de SE
- Voladura
- Ventilación
- Transporte y trasiego de mineral
- Retiro del material de protección
- Colocación de relleno

(Anexo L: Variante Overhand Stopping por franjas Horizontales)

3.4.2.1 Dimensiones de los niveles

Los niveles de explotación tendrán una altura de 30 m, la altura será tomada en sentido de la inclinación de la veta, que es de 45°, esto en referencia a que a una mayor altura el sostenimiento se vuelve más complicado y también los trabajos se harían mas agotadores y peligrosos para el personal. Es decir que la altura en vertical de cada nivel sería de 21 m aproximadamente.



3.4.2.2 Dimensiones de los bloques

El bloque de explotación comprendido entre dos chimeneas es de 30 m de extensión que corresponde a la altura del nivel, 30 m de largo y un ancho de 1.5 m correspondiente a la potencia promedio de la veta. Sin embargo del ancho de la veta de 1,5 m se abrirán hacia los lados 50 cm para poder obtener el estéril necesario para el relleno, es decir que el ancho del frente sería de 2,5 m.

3.4.2.3 Volumen y tonelaje de los bloques

El volumen y tonelaje del bloque será:

$$V_{bl} = L_{bl} \cdot H_{bl} \cdot P_m \cdot \delta$$

L_{bl} - Longitud del bloque	30 m
H_{bl} - Altura del bloque menos el pilar sobre stope	28 m
P_m - potencia media del bloque	1,5 m
δ - densidad de mineral	2,629 ton/m ³

$$V_{bl} = 1260 \text{ m}^3$$

$$Q_{bl} = 3312,54 \text{ ton}$$

3.4.2.4 Altura de la franja de explotación

La primera franja de explotación se ubica sobre el pilar del stope, la primera franja de explotación tiene una altura de 2 m y 1,5 m de potencia correspondiente al ancho promedio de la veta, desde esta primera franja ya arrancada se perforan barrenos verticales en mineral de 1,8 m de profundidad en sentido de la inclinación de la veta (45°). Es decir en adelante la franja de explotación será de 1,8 m de altura corresponde a la profundidad del barreno esto en inclinado, mientras que en vertical sería 1,25 m.

3.4.2.5 Perforación y Voladura

Para el arranque del mineral en esta variante, lo inicial es arrancar la primera franja sobre el pilar del stope, esta franja es arrancada con una voladura convencional de una galería; luego es trasegada y se procede al arranque de la segunda franja con barrenos con una altura en inclinado de 1,8 m y brocas de 38 mm. Una vez arrancada y trasegada la segunda franja se rellena para crear la plataforma de trabajo y se coloca protección sobre el relleno, para así continuar con la perforación de la tercera franja.

TABLA No.35: DATOS DE VARIANTE OVERHAND POR FRANJAS HORIZONTALES

VARIANTE OVERHAND POR FRANJAS HORIZONTALES

DATOS	SIMBOLO		UNIDAD
Densidad de roca	δ	2,629	g/cm^3
Altura de la primera franja	Af1	2	m
Ancho de franja	Af	1,5	m

Largo de la sección de arranque por franja	Lf	10	m
Largo de la sección de arranque relleno	Lr	10	m
Diámetro de acción de un barreno	b	0,8	m
Diámetro Perforación	d _b	38	mm
Longitud de barreno	Lb	1,8	m
Rendimiento de perforación	Rp	95%	%
Longitud real del barreno	Lrb	1,7	m
Angulo barrenos contorno	γ	2	°
Densidad de explosivo (riodin)	dexp	1,45	g/cm ³
Longitud del explosivo	lexp	0,20	m
Masa de 1 cartucho	m exp	0,24	kg
Velocidad de detonación del explosivo	Vdet	6000	m/s
Velocidad de detonación del ANFO (Al)	Vanfo	2395	m/s
Densidad del ANFO (Al)	danfo	0,86	g/cm ³
Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.	PRPanfo	244	%

Arranque primera franja

1) Diagrama de perforación

Barreno Central

1 m de perforación = 1 pulgada de BC

$$L_b = 1,7$$

Entonces:

$$d_{BC} = 1,7 \text{ in}$$

$$d_{BC} = 43,18 \text{ mm}$$

$$d_{BC} = 43,00 \text{ mm}$$

Barrenos del cuele y contracuele

$$\text{Bisectriz} = 0,7 * B$$

$$\text{Longitud} = d_b/2 + \text{bisectriz} + B/2$$

$$B = \text{Longitud} / \cos 45^\circ$$

Donde el primer B corresponde al d_{BC}

Nº de Cuadrante	Bisectriz	Longitud	B (mm)
Primer Cuadrante	30,10	70,60	99,84
Segundo Cuadrante	69,89	138,81	196,31

Nº de barrenos= 8 barrenos

Barrenos de destroza

Condición Piedra<(profundidad barreno-0,4)/2

V< 0,7

V= 0,6 m

Espaciamiento

E=1,1V

E= 0,66 m

Nº barrenos= 5 barrenos

Barrenos de piso

Condición Piedra<(profundidad barreno-0,4)/2

V< 0,7 m

V= 0,6 m

Espaciamiento

E=1,1V

E= 0,66 m

Emboquillado

10 cm a cada lado de la galería

e= 0,2 m

Ancho de galería con emboquillado= 1,30 m

Nº de espacios= 1,97 2

Nº barrenos= 3 barrenos

Espaciamiento real

E= 0,65 m

Barrenos de los hastiales

Piedra

V=0,9*Vfranq

V= 0,59 m

Espaciamiento

$E=1,2*V$

E= 0,71 m

Nº barrenos= 2 barrenos

Barrenos del techo

Piedra igual a los hastiales

Perímetro arco= π radio

P= 2,36 m

Nº barrenos en el arco= 3 barrenos

Coinciden los barrenos con la curvatura

2) Sustancia explosiva

Qbk - Magnitud carga de fondo (kg)

Qpk - Magnitud carga de columna (kg)

h_b - Longitud de carga de fondo (m)

h_0 - Longitud retacado (m)

h_p -Longitud de carga de columna

Barrenos del cuele y contra-cuele

Según Gustafov los barrenos próximos al cuele deberán ser cargados:

$$Qbk=0,36 \text{ kg /m}$$

$$Qpk=0,36 \text{ kg/m}$$

$$h_b=l_{exp}*N$$

$$N=Qbk/m_{exp}$$

$$h_0=\text{el menor posible}$$

$$h_p=L_b-(h_b+h_0)$$

Entonces	Qbk=	0,62 kg
	N=	3 cartuchos
	Qpk=	0,62 kg
	h_b =	0,51 m
	h_0 =	0,10 m
	h_p =	1,10 m

Barrenos de destroza

$$Q_{bk} = (1/3 \cdot L_b) \cdot (d_b)^2 / 1000$$

$$Q_{pk} = 0,5 \cdot Q_{bk}$$

$$h_b = l_{exp} \cdot N$$

$$N = Q_{bk} / m_{exp}$$

$$h_0 = 0,5 \cdot V$$

$$h_p = L_b - (h_b + h_0)$$

$$Q_{bk} = 0,8 \text{ kg}$$

$$Q_{pk} = 0,4 \text{ kg}$$

$$N = 3 \text{ cartuchos}$$

$$h_b = 0,60 \text{ m}$$

$$h_0 = 0,30 \text{ m}$$

$$h_p = 0,81 \text{ m}$$

Barrenos del piso

$$Q_{bk} = (1/3 \cdot L_b) \cdot (d_b)^2 / 1000$$

$$Q_{pk} = 0,7 \cdot Q_{bk}$$

$$h_b = l_{exp} \cdot N$$

$$N = Q_{bk} / m_{exp}$$

$$h_0 = 0,2 \cdot V$$

$$h_p = L_b - (h_b + h_0)$$

$$Q_{bk} = 0,8 \text{ kg}$$

$$Q_{pk} = 0,6 \text{ kg}$$

$$N = 3 \text{ cartuchos}$$

$$h_b = 0,60 \text{ m}$$

$$h_0 = 0,13 \text{ m}$$

$$h_p = 0,98 \text{ m}$$

Barrenos de los hastiales

$$Q_{bk} = (1/3 \cdot L_b) \cdot (d_b)^2 / 1000$$

$$Q_{pk} = 0,4 \cdot Q_{bk}$$

$$h_b = l_{exp} \cdot N$$

$$N = Q_{bk} / m_{exp}$$

$$h_0 = 0,2 \cdot V$$

$$h_p = L_b - (h_b + h_0)$$

Qbk=	0,8 kg
Qpk=	0,3 kg
N=	3 cartuchos
h_b =	0,60 m
h_0 =	0,12 m
h_p =	0,99 m

Barrenos del techo

$$Qbk = (1/3 \cdot L_b) \cdot (d_b)^2 / 1000$$

$$Qpk = 0,3 \cdot Qbk$$

$$h_b = l_{exp} \cdot N$$

$$N = Qbk / m_{exp}$$

$$h_0 = 0,2 \cdot V$$

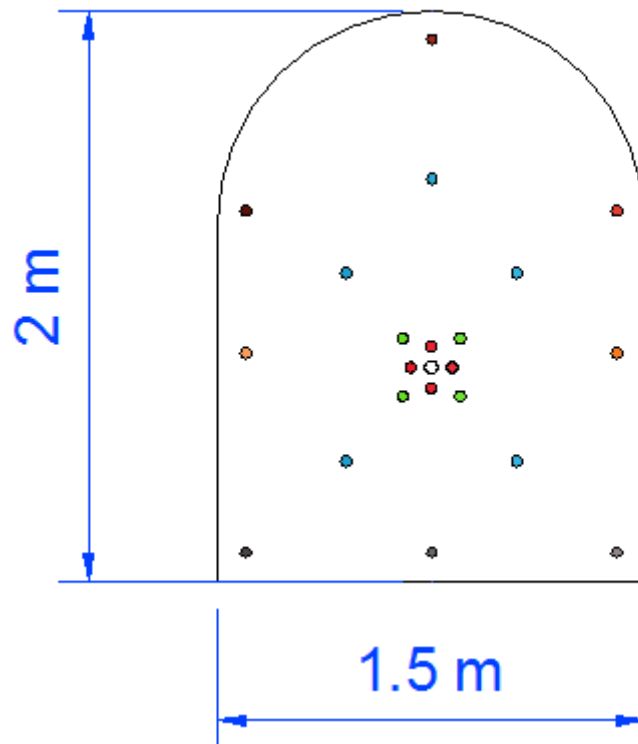
$$h_p = L_b - (h_b + h_0)$$

Qbk=	0,8 kg
Qpk=	0,2 kg
N=	3 cartuchos
h_b =	0,20 m
h_0 =	0,12 m
h_p =	1,39 m

3) Accesorios de Voladura

Detonadores	21 unidades
Cordón detonante	10,00 m
Mecha lenta	1,50 m
Fulminante N°8	1,00 unidad

FIGURA No.16: MALLA DE PERFORACIÓN DE PRIMERA FRANJA



(Anexo M: Diagrama de Perforación y Secuencia de Disparo de la Primera franja)

Arranque con barrenos verticales

1) Número de barrenos

$$Nb = Sa / Sb$$

Sa - Superficie de arranque por sección de capa

Sb - Superficie arrancada por barreno

$$Sb = b^2$$

$$Sa = 15 \text{ m}^2$$

$$Sb = 0,64 \text{ m}^2$$

$$Nb = 23,44 \text{ barrenos}$$

$$Nb = 24 \text{ barrenos}$$

2) Longitud de perforación

$$L_p = L_{rb} \cdot N_b$$

$$L_p = 40,0781 \text{ m}$$

3) Magnitud de carga por metro de barreno

$$d_c = d_{expl} \cdot s \cdot a \cdot k \cdot 100$$

d_c - magnitud de carga de SE por metro

d_{expl} - densidad del explosivo

s - superficie del barreno

a - Coeficiente de llenura del barreno 0,75

k - coeficiente de retacado 1

100 - conversión de cm a m

$$s = \pi (d_b / 2)^2$$

$$s = 11,34 \text{ cm}^2$$

$$d_c = 1233,35 \text{ g/m}$$

$$d_c = 1,23 \text{ kg/m}$$

4) Longitud de retacado

$$L_r = 0,4 - 0,45 L_{rb}$$

$$L_r = 0,77 \text{ m}$$

5) Longitud de SE

$$L_{se} = L_{rb} - L_r$$

$$L_{se} = 0,95 \text{ m}$$

6) Total SE por voladura

$$Q_{se} = d_c \cdot N_b \cdot (L_{rb} - L_r)$$

$$Q_{se} = 27,97 \text{ kg}$$

7) SE por barreno

$$Q_{barr} = L_{se} \cdot d_c$$

Q_{barr} - Gasto de sustancia explosiva por barreno

$$Q_{barr} = 1,17 \text{ kg/barr}$$

Se utilizara 1 dinamita por barreno

$$Q_d = N_{cart} \cdot m_{exp}$$

Qd - Gasto de dinamita por voladura

$$N^{\circ} \text{ dinamita-barreno} = 1$$

$$Qd = 0,24 \text{ kg/barr}$$

$$Qa = Qbarr - Qd$$

Qa - Gasto de anfo por barreno

$$Qa = 0,93 \text{ kg/barr}$$

8) Detalle de SE por voladura

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = Qd * Nb$$

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = 24$$

$$Qdv = Qd * Nb$$

Qdv - Gasto de dinamita por voladura

$$Qdv = 5,76 \text{ kg}$$

$$Qav = Qse * Qd / Qbarr$$

Qav - Gasto de anfo por voladura

$$Qav = 22,21 \text{ kg}$$

9) Perforación específica

$$Pesp = Lp / Vmv$$

$$Pesp = 1,56 \text{ m/m}^3$$

10) Carga específica

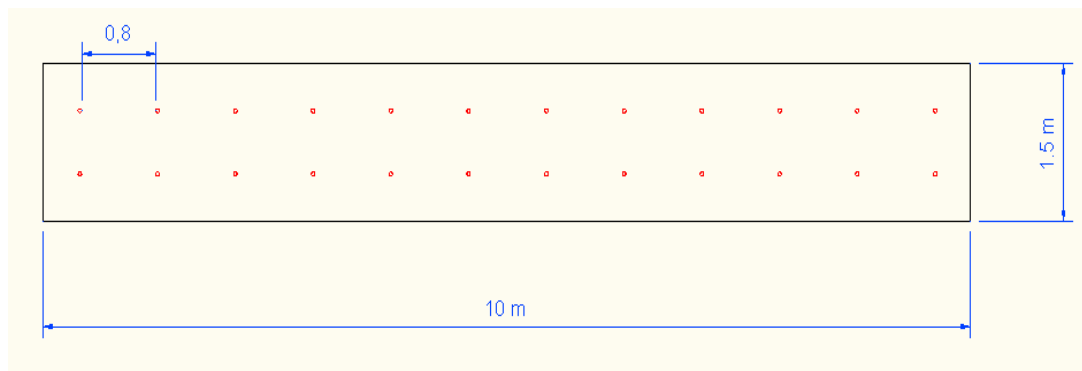
$$Qesp = Qse / Vmv$$

$$Qesp = 1,09 \text{ kg/m}^3$$

11) Accesorios de Voladura

Detonadores	24,00 unidades
Cordón detonante	25,00 m
Mecha lenta	1,50 m
Fulminante N°8	1,00 unidad

FIGURA No.17: MALLA DE PERFORACIÓN DE BARRENOS VERTICALES



Relleno

Ancho del estéril	0,5 m
Longitud del barreno	0,5 m
Largo de franja	10 m
Distancia entre barrenos	0,8 m

1) Número de barrenos

Nº barrenos= 13 barrenos

2) Longitud de perforación

$$L_p = L_b \cdot N_b$$

$L_p = 6 \text{ m}$

3) Magnitud de carga por m de barreno

$$dc = d_{expl} \cdot s \cdot a \cdot k \cdot 100$$

dc - magnitud de carga de SE por metro

dexp - densidad del explosivo

s - superficie del barreno

a - Coeficiente de llenura del barreno 0,75

k - coeficiente de retacado 1

100 - conversión de cm a m

$$s = \pi (d_b/2)^2$$

$s = 11,34 \text{ cm}^2$

$$dc = 1233,35 \text{ g/m}$$

$$dc = 1,23 \text{ kg/m}$$

4) Longitud de retacado

$$L_r = 0,4 - 0,45 \text{ Lb}$$

$$L_r = 0,23 \text{ m}$$

5) Longitud de SE

$$L_{se} = L_{rb} - L_r$$

$$L_{se} = 0,28 \text{ m}$$

6) Total SE por voladura

$$Q_{se} = dc \cdot N_b \cdot L_{rb}$$

$$Q_{se} = 7,71 \text{ kg}$$

7) SE por barreno

$$Q_{barr} = L_{se} \cdot dc$$

Q_{barr} - Gasto de sustancia explosiva por barreno

$$Q_{barr} = 0,34 \text{ kg/barr}$$

Se utiliza 1 dinamita por barreno

$$Q_d = N_{cart} \cdot m_{exp}$$

Q_d - Gasto de dinamita por voladura

$$N^{\circ} \text{ dinamita-barreno} = 1$$

$$Q_d = 0,24 \text{ kg/barr}$$

$$Q_a = Q_{barr} - Q_d$$

Q_a - Gasto de anfo por barreno

$$Q_a = 0,10 \text{ kg/barr}$$

8) Detalle de SE por voladura

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = Q_d \cdot N_b$$

$$N^{\circ} \text{ de dinamita} = 13$$

$$Q_{dv} = Q_d \cdot N_b$$

Q_{dv} - Gasto de dinamita por voladura

$$Q_{dv} = 3,00 \text{ kg}$$

$$Q_{av} = Q_{se} \cdot Q_a / Q_{barr}$$

Q_{av} - Gasto de anfo por voladura

$$Q_{av} = 2,25 \text{ kg}$$

9) Perforación específica

$$P_{esp} = L_p / V_{mv}$$

Donde:

V_{mv} - Volumen por voladura

$$V_{mv} = A_e \cdot L_{ch} \cdot L_b$$

A_e - Ancho de la capa de esteril 0,50

L_f -Longitud de la franja 10,00

L_b -Longitud del barreno 0,50

$$V_{mv} = 2,50 \text{ m}^3$$

$$P_{esp} = 2,50 \text{ m/m}^3$$

10) Carga específica

$$Q_{esp} = Q_{se} / V_{mv}$$

$$Q_{esp} = 3,08 \text{ kg/m}^3$$

11) Accesorios de Voladura

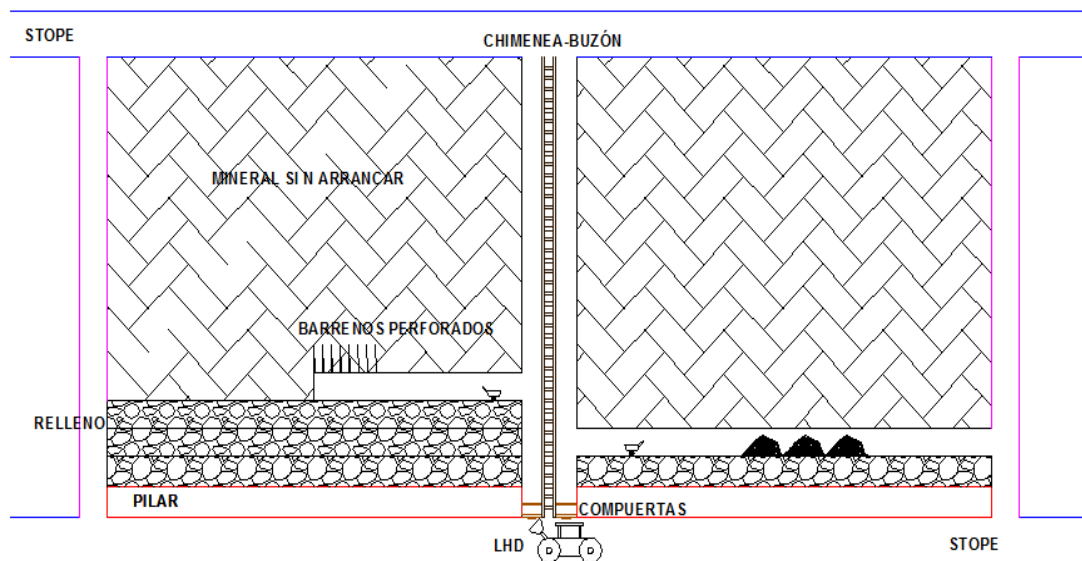
Detonadores	13 unidades
Cordón detonante	10,00 m
Mecha lenta	1,50 m
Fulminante N°8	1,00 unidad

3.4.2.6 Trasiego del mineral arrancado

El mineral arrancado será trasegado a través de la chimenea de bloque, la misma que servirá para el trasiego de dos bloques adyacentes a la chimenea, estas chimeneas debido a la buena resistencia del mineral no se fortificaran. Cada chimenea de bloque tendrá tres compartimientos, dos para el paso de mineral y uno en el centro para paso de personal, en este compartimiento como norma de seguridad se usarán escaleras.

Para evitar la dilución y mejorar la selección del mineral se usarán carretillas que acarrearán el mineral hasta la chimenea. Al caer al stope el mineral será acarreado por el mini LHD hasta es stock pile, para luego ser acarreado por la pala cargadora frontal hasta la volqueta que lo trasladará a la superficie. En todos los sitios de acopio de mineral se colocara protecciones de lona para evitar la dilución y pérdida de mineral.

FIGURA No.18: TRASIEGO DE MINERAL



3.4.2.7 Ritmo de producción

Se proyecta que en cada bloque de explotación se tendrá un frente de trabajo, en cada frente de trabajo se tendrá un grupo de 3 personas. Según indica la norma de seguridad, no se puede tener más de dos frentes en un mismo bloque. Se considerará que se tiene dos bloques en explotación cada uno con un frente y ambos trasegarán en la chimenea de bloque convertida en buzón de trasiego.

Cantidad de mineral arrancado por voladura

$$V_{mv} = A_f \cdot L_f \cdot L_b$$

V_{mv} - Volumen de mineral por voladura, m^3

L_f - Largo de la sección de la franja, m

$$V_{mv} = 25,65 \text{ m}^3$$

Con la densidad calculamos el tonelaje

$$\delta = 2,629 \text{ ton/m}^3$$

$$Q_{mv} = 67,43 \text{ ton}$$

Cantidad de mineral arrancado por franja

$$V_{mf} = S_{ch} \cdot L_f$$

V_{mf} - Volumen de mineral por franja

S_f - Sección de la franja 2,57 m^2

L_{tf} - largo total de la franja 30 m

$$V_{mf} = 76,95 \text{ m}^3$$

Con la densidad calculamos el tonelaje

$$\delta = 2,629 \text{ ton/m}^3$$

$$Q_{mf} = 202,30 \text{ ton}$$

3.4.2.8 Programación de actividades mineras para la extracción del mineral

Las actividades mineras se desarrollaran de manera planificada. Las diferentes labores comprenden labores principales y auxiliares. Entre las labores principales se tiene: Perforación y voladura, cargado de S.E., transporte de mineral, ventilación, y relleno; mientras las labores auxiliares incluyen: colocación de tuberías para aire y agua, etc. Estas actividades se realizan simultáneas con las principales, por lo que no se toman en cuenta en el ciclo de trabajo.

La organización de los trabajos se realiza determinando los gastos en tiempo como en mano de obra y materiales. Para esto se debe conocer la norma de trabajo en las actividades, la que es establecida en condiciones prácticas y nos permite conocer los gastos para un ciclo de trabajo.

a) Cálculo de los trabajos de perforación y voladura

Los cálculos de perforación y voladura ya se realizaron en el tema Perforación y Voladura. Los datos obtenidos por voladura:

- *Longitud de perforación*

$$L_p = 35,62 \text{ m}$$

- *Volumen de S.E*

$$Q_{se} = 24,61 \text{ kg}$$

- *Volumen de mena a extraer*

$$V_{mv} = 25,65 \text{ m}^3$$

- *Volumen de estéril a rellenar*

$$V_{rr} = 25,65 \text{ m}^3$$

b) Rendimiento de las diferentes actividades

Los siguientes datos han sido obtenidos durante el desarrollo de las actividades, para esto se ha cuantificado el rendimiento de trabajo por actividad y el tiempo empleado en el desarrollo de las mismas. Obteniendo así el rendimiento hombre- turno, constituyendo la norma de trabajo:

TABLA No.36: NORMA DE TRABAJO VARIANTE PROPUESTA

Actividad	Norma de trabajo
Perforación	12 m/h-turno
Cargado de SE	7 barreno/h-turno
Trasiego y desalojo de mineral	25,65 m ³ /h-turno
Relleno	25,65 m ³ /h-turno

c) Cálculo del tiempo para cumplimiento de las diferentes actividades

Perforación

$$T_{\text{total-p}} = t_b \cdot N^{\circ} \text{barrenos}$$

$$t_b = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$$

t_b -Tiempo 1 barreno

$$t_1 = 3,5 \text{ min}$$

$$t_2 = 4 \text{ min}$$

$$t_3 = 4,3 \text{ min}$$

$$t_4 = 3,6 \text{ min}$$

$$t_5 = 4 \text{ min}$$

$$t_b = 3,88 \text{ min}$$

$$T_{\text{total-p}} = 81,48 \text{ min}$$

$$\mathbf{T_{total-p} = 1,36 \text{ horas}}$$

Cargado de SE

$$T_{\text{total-c}} = t_c \cdot N^{\circ} \text{barrenos}$$

$$t_c = t_{se} + t_{ret} + t_{aux}$$

$$t_{se} - \text{cargado de SE} = 0,2 \text{ min}$$

$$t_{ret} - \text{retacado} = 0,6 \text{ min}$$

$$t_{aux} - \text{perdidas} = 10 \text{ min}$$

$$T_{\text{total-c}} = 26,8 \text{ min}$$

$$\mathbf{T_{total-c} = 0,45 \text{ horas}}$$

Trasiego y desalojo de mineral

$$T_{\text{total-tr}} = N^{\circ} v \cdot t_v$$

$$N^{\circ} v = V_{mv} / m^3 \text{ LHD}$$

$$N^{\circ} v - \text{número de viajes} = 7,74$$

$$t_v - \text{tiempo de viaje} = 7 \text{ min}$$

$$m^3 \text{ LHD} - \text{Capacidad de LHD} = 3,315 \text{ m}^3$$

$$T_{\text{total-tr}} = 54,2 \text{ min}$$

$$T_{\text{total-tr}} = 0,9 \text{ horas}$$

Para optimizar el trasiego se propone desalojar con el LHD WAGNER ST6-C de mayor capacidad que el Micro LHD WAGNER HST1-A, de esta manera se reducirá el tiempo de desalojo. La capacidad del LHD WAGNER ST6-C es de $3,9 \text{ m}^3$, tomando en cuenta que tiene un rendimiento de 85%, sería $3,315 \text{ m}^3$.

Relleno

Se realizara voladuras en las paredes para obtener el estéril para el relleno, se perforara una hilera de barrenos con una distancia de 0,6 m entre barrenos.

perforación de hilera	1 horas
cargado de SE	0,2 horas
$T_{\text{total-rr}} =$	1,2 horas

d) Cálculo del número de hombres por turno

El número de hombres por ciclo que laboran en el frente de arranque es calculado considerando tanto el volumen de trabajo como la norma de trabajo obtenida, tenemos:

TABLA No.37: NÚMERO DE HOMBRES POR TURNO

Actividad	Vol de trabajo	Norma	Nº hombre
Perforación	35,625 m	12 m/h-turno	3
Cargado de SE	21 barr	10,5 barr/h- turno	2
Trasiego y desalojo de mineral	$25,65 \text{ m}^3$	$25,65 \text{ m}^3/\text{h- turno}$	1
Relleno	$25,65 \text{ m}^3$	$25,65 \text{ m}^3/\text{h- turno}$	1
			7

Número de hombres por turno 7

Determinación del número de hombres por ciclo

Como en cada turno de trabajo se realiza un ciclo completo, en cada ciclo se necesitarían 7 hombres.

Número real de hombres por ciclo

Se refiere al número de trabajadores en el frente de arranque considerando que determinado trabajador realiza dos o más actividades. Entonces:

$$N^{\circ} \text{ real hombres} = N_{hc} / (N_t * k_c)$$

N_t - N° de turnos 1

k_c - Coeficiente que toma en cuenta labores simultáneas 1,4

$$N^{\circ} \text{ real hombres} = 5$$

e) Rendimiento de los trabajos en el bloque

Rendimiento Real de trabajo

$$R \text{ real} = V_{mv} / N^{\circ} \text{ real hombres}$$

$$R_{\text{real}} = 5,13 \text{ m}^3/\text{h-turno}$$

Rendimiento de los perforistas

$$R_{\text{perf}} = Q_{mc} / N_p$$

Q_{mc} - mineral extraído por ciclo 25,7 m³

N_p - perforistas por turno 1

$$R_{\text{perf}} = 25,7 \text{ m}^3/\text{hombre}$$

Rendimiento de los trabajadores en bloque

$$R_{bl} = Q_{bl} / N_{hb}$$

Q_{bl} - mineral en el bloque 1260,00 m³

N_{hb} - Hombres en el bloque 5 hombres

$$R_{bl} = 252 \text{ m}^3/\text{hombre}$$

f) Duración del tiempo del ciclo

$$T_c = t_{\text{prep}} + t_p + t_c + t_{\text{tr}} + t_{\text{rr}} + t_{\text{ent}} + t_{\text{ven}}$$

t_{prep} - preparación	0,5 horas
t_p - perforación	1,36 horas
t_c -cargado de SE	0,45 horas
t_{tr} -trasiego	0,90 horas
t_{rr} - relleno	1,2 horas
t_{ven} - ventilación	1 horas

$$T_c = 5,41 \text{ horas}$$

(Anexo O: Cronograma de actividades para la explotación)

CAPÍTULO IV

4. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS

Con la ayuda de los datos de laboratorio y la comparación entre los datos reales de la explotación actual con una proyección de datos de la nueva propuesta de explotación se analizará que tipo de sistema es el más óptimo para la explotación en la mina Bethzabeth.

4.1 ANÁLISIS COMPARATIVO ENTRE LAS VARIANTES POR FRANJAS INCLINADAS Y POR FRANJAS HORIZONTALES

4.1.1 Arranque por franjas inclinadas:

4.1.1.1 Ventajas

- Tanto el mineral como el relleno ruedan por si solos por efecto de la fuerza de gravedad, por lo que se vuelve más económico
- Se necesitan un menor número de buzones.
- En esta variante por el hecho de trasegar el mineral con ayuda de la fuerza de gravedad, se tiene mayores índices de productividad.

4.1.1.2 Desventajas

- La pérdida y dilución del mineral es mayor en comparación al sistema de arranque por franjas horizontales. La pérdida tiene un porcentaje desde 2% - 3% hasta 5% - 6% y una dilución de 2% - 3% hasta 7% - 8%

- Los trabajos son más inseguros, puesto que todas las actividades se realizan sobre superficies inclinadas.
- No es posible clasificar el mineral en la explotación.
- El paso del mineral y el paso de personal se realiza por la misma chimenea, lo cual es peligroso para el personal.
- Dificultad de controlar el estado del techo en la frente inclinada.

4.1.1.3 Costos

TABLA No.38: RESUMEN DE COSTOS DE MANO DE OBRA

FUNCION	SALARIO NOMINAL (\$)	FR de pago	SALARIO REAL \$	COSTO-HORA \$/h
Jefe de mina	1500	1,51	2261,20	6,20
Topógrafo	1200	1,57	1886,34	5,17
Jumbero	1000	1,89	1892,52	5,18
Perforista	600	1,54	923,69	3,80
Ayudante de perforación	400	1,58	630,61	2,59
Explosivista	400	1,58	630,61	2,59
Operador de LHD	800	1,53	1226,71	3,36
Operador de Pala	800	1,53	1226,71	3,36
Operador de Volqueta	800	1,53	1226,71	3,36
			TOTAL	35,61

TABLA No.39: RESUMEN DE COSTOS DE EPP

DESCRIPCIÓN DEL EPP	COSTO UNITARIO \$	VIDA ÚTIL	COSTO (\$/DÍA)	COSTO \$/HORA
Casco	6	10 meses	0,02	0,0025
Guantes de cuero	4	15 días	0,27	0,0333
Tapón de oídos 3M	1,6	1 mes	0,05	0,0066
Respirador 7500	28	6 meses	0,15	0,0192
Filtros 6003	15	1 mes	0,49	0,0616
Retenedor de polvo	1,6	15 días	0,11	0,0133
Protección del retenedor	1	6 meses	0,01	0,0007
Ropa impermeable	12	6 meses	0,07	0,0082
Ropa reflectiva	20	10 meses	0,07	0,0082
Botas	15	10 meses	0,05	0,0062
Lampara de mina	90	12 meses	0,25	0,0308
Orejas peltor	17	6 meses	0,09	0,0116
COSTO DIARIO POR USO DE EPP			1,62	0,2023

TABLA No. 40: COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN

Avance 1,71 m
Descripción Perforación
Rendimiento 10 m/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos (\$/h)	Total (\$/h)	Rend m/h	Costo Unitario \$/m-perf
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	10	0,08
Perforista	3,80	0,50	4,30	10	0,43
Ayudante (2)	5,18	0,50	5,68	10	1,14
				Total	1,65

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m/h	Costo Unitario \$/m-perf
Martillo Perforador	5,56	YT-27	10	0,56
Compresor	10,00	Atlas Copco	10	1,00
EPP (3)	0,61	Varios	10	0,06
Herramienta menor	1,50	Varios	10	0,15
			Total	1,77

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Vida útil m-perf	Costo Unitario \$/m-perf
Barrenos	u	180	300	0,60
Brocas	u	30	150	0,20
Varios	Global	1	200	0,005
			Total	0,81

TOTAL CD 4,22 \$/m-perf

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-perf
Administración	10%	0,42
Varios + Imprevistos	3%	0,13
TOTAL CI		0,55

3. TOTAL COSTOS

TC= 4,77 \$/m

TABLA No. 41: COSTOS UNITARIOS DE CARGUÍO DE SE Y DISPARO

Avance 1,71 m
Descripción Carguío de SE y disparo
Rendimiento 8 m-cargados/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-cargados/h	Costo Unitario \$/m-cargado
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	8	0,10
Perforista	3,80	0,50	4,30	8	0,54
Ayudante (2)	5,18	0,50	5,68	8	1,42
				Total	2,06

B. Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m/h	Costo Unitario \$/m-cargados
Herramienta menor	1,00	Varios	8	0,13
EPP (3)	0,61	Varios	8	0,08
			Total	0,20

C. Materiales

Descripción	Unidad	Precio	Contenido	Precio Unitario (\$)	Cantidad u/m-barr	Costo Unitario \$/m-cargados
Dinamita Riodin	u	85 \$/caja	105 U/caja	0,81	1	0,81
Anfo	kg	32 \$/saco	25 kg/saco	1,28	0,93	1,19
Detonadores	u	3 \$/u	1 unidad	3	1,00	3,00
Cordón detonante	m	120 \$/rollo	500 m/rollo	0,24	0,24	0,06
Mecha de seguridad	m	100 \$/rollo	500 m/rollo	0,2	0,09	0,02
Fulminante	u	3 \$/u	1 unidad	3	0,05	0,14
					Total	5,22

TOTAL CD= 7,48 \$/m-cargados

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-cargados
Administración	10%	0,75
Varios + Imprevistos	3%	0,22
TOTAL CI		0,97

3. TOTAL COSTOS

TC= 8,45 \$/m-cargados

TABLA No. 42: COSTOS UNITARIOS DE LIMPIEZA Y TRASIEGO

Avance 1,71 m
Descripción Limpieza y trasiego
N° turnos 1
Rendimiento 10 m³/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m ³ /h	Costo Unitario \$/m ³
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	10	0,0810
Ayudantes (2)	5,18	0,50	5,68	10	0,5683
				Total	0,6493

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m ³ /h	Costo Unitario \$/m ³
EPP (2)	0,61	Varios	10	0,06
Herramienta menor	2,00	Varios	10	0,20
			Total	0,26

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo m ³	Costo Unitario \$/m ³
Varios	Global	3	0,5	1,50
			Total	1,50

TOTAL CD 1,76 \$/m³

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m ³
Administración	10%	0,15
Varios + Imprevistos	3%	0,05
TOTAL CI		0,1950

3. TOTAL COSTOS

TC= 1,96 \$/m³

TABLA No. 43: COSTOS UNITARIOS DE DESALOJO

Avance 1,71 m
Descripción Desalojo
Rendimiento 12 m³/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m ³ /h	Costo Unitario \$/m ³
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	12	0,07
Operador LHD	3,36	0,50	3,86	12	0,32
Operador Pala cargadora	3,36	0,50	3,86	12	0,32
Operador de Volqueta	3,36	0,50	3,86	12	0,32
				Total	1,03

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m ³ /h	Costo Unitario \$/m ³
LHD	23,58	Wagner	12	1,97
Pala Cargadora	12,33	Komatsu	12	1,03
Volqueta	13,70	Hino	12	1,142
EPP (3)	0,61	Varios	12	0,05
Herramienta menor	2,00	Varios	12	0,17
			Total	4,35

TOTAL CD 5,38 \$/m³

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m ³
Administración	10%	0,54
Varios + Imprevistos	3%	0,16
TOTAL CI		0,70

3. TOTAL COSTOS

TC= 6,08 \$/m³

TABLA No. 44: COSTOS UNITARIOS DE TOPOGRAFÍA

Avance 1,71 m
Descripción Topografía
Rendimiento 2,5 m-galería/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-galería/h	Costo Unitario \$/m-galería
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	2,5	0,32
topógrafo	5,17	0,50	5,67	2,5	2,27
Ayudante	2,59	0,50	3,09	2,5	2,47
				Total	5,06

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m-galería/h	Costo Unitario \$/m-galería
Estación Total	10,00	Sokia	2,5	4,00
Brújula	1,00	Brunton	2,5	0,40
EPP (2)	0,40	Varios	2,5	0,16
Herramienta menor	2,00	Varios	2,5	0,80
			Total	5,36

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo u/m-galería	Costo Unitario \$/m-galería
Pinturas	galón	18,00	0,001	0,02
Estacas	unidad	0,30	1	0,30
Varios	Global	2,00	1	2,00
			Total	2,32

TOTAL CD 12,74 \$/m-galería

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m galería
Administración	10%	1,27
Varios + Imprevistos	3%	0,38
TOTAL CI		1,66

3. TOTAL COSTOS

TC= 14,40 \$/m-galería

TABLA No. 45: COSTOS UNITARIOS DE VENTILACIÓN

Avance 1,71 m
Descripción Ventilación
Rendimiento 1,8 m-inst/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-inst/h	Costo Unitario \$/m-inst
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	1,8	0,45
Instalador	2,59	0,50	3,09	1,8	1,72
Ayudante	2,59	0,50	3,09	1,8	3,44
				Total	5,60

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m-inst/h	Costo Unitario \$/m-inst
Ventiladores	8,20		1,8	4,56
EPP (2)	0,40	Varios	1,8	0,22
Herramienta menor	1,50	Varios	1,8	0,83
			Total	5,61

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo m-inst	Costo Unitario \$/m-inst
Manga de ventilación	m	24	1	24,00
Accesorios y acoples	u	1,8	3	5,40
Soporte	u	0,96	1	0,96
Varios	Global	3	1	3,00
			Total	33,36

TOTAL CD 44,58 \$/m-inst

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-inst
Administración	10%	4,46
Varios + Imprevistos	3%	1,34
TOTAL CI		5,79

3. TOTAL COSTOS

TC= 50,37 \$/m-inst

TABLA No. 46: COSTOS UNITARIOS DE DESAGÜE

Avance 1,71 m
 Descripción Desagüe
 Rendimiento 1,8 m-inst/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-inst/h	Costo Unitario \$/m-inst
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	1,8	0,45
Tubero	2,59	0,50	3,09	1,8	1,72
Ayudante	2,59	0,50	3,09	1,8	3,44
				Total	5,60

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m-inst/h	Costo Unitario \$/m-inst
Bombas eléctricas	1,30	Grindex	1,8	0,72
EPP (2)	0,40	Varios	1,8	0,22
Herramienta menor	1,50	Varios	1,8	0,83
			Total	1,78

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo m-inst	Costo Unitario \$/m-inst
Tubería	u	3	1	3,00
Accesorios y acoples	u	1,8	3	5,40
Soporte	u	0,96	1	0,96
Varios	Global	3	1	3,00
			Total	12,36

TOTAL CD 19,74 \$/m-inst

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-inst
Administración	10%	1,97
Varios + Imprevistos	3%	0,59
TOTAL CI		2,57

3. TOTAL COSTOS

TC= 22,31 \$/m-inst

TABLA No.47: COSTOS UNITARIOS DE ELECTRICIDAD, AGUA Y AIRE

Avance 1,71 m
Descripción Perforación
Rendimiento 1,8 m-galería/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-galería/h	Costo Unitario \$/m-galería
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	1,8	0,45
Eléctrico	2,59	0,50	3,09	1,8	1,72
Tubero	2,59	0,50	3,09	1,8	3,44
				Total	5,60

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m-galería/h	Costo Unitario \$/m-galería
Generador	6,00	Caterpillar	1,8	3,33
EPP (2)	0,40	Varios	1,8	0,22
Herramienta menor	3,00	Varios	1,8	1,67
			Total	1,89

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo u/m-inst	Costo Unitario \$/m-galería
Cable eléctrico	m	1,08	1	1,08
Tubería	unidad	1,8	1	1,8
Soportes	m	0,96	3	2,88
Varios	global	3	1	3
			Total	3,00

TOTAL CD 10,49 \$/m-galería

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-galería
Administración	10%	1,05
Varios + Imprevistos	3%	0,31
TOTAL CI		1,36

3. TOTAL COSTOS

TC= 11,86 \$/m

TABLA No.48: COSTOS UNITARIOS DE RELLENO

Avance 1,71 m
Descripción Relleno
Rendimiento 10 m/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos (\$/h)	Total (\$/h)	Rend m/h	Costo Unitario \$/m
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	10	0,08
Perforista	3,80	0,50	4,30	10	0,43
Ayudante (2)	5,18	0,50	5,68	10	1,14
				Total	1,65

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m/h	Costo Unitario \$/m
Martillo Perforador	5,56	YT-28	10	0,56
Compresor	10,00	Atlas Copco	10	1,00
EPP (3)	0,61	Varios	10	0,06
Herramienta menor	1,50	Varios	10	0,15
			Total	1,77

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario \$	Costo Unitario \$/m
Barrenos	Unidad	120	0,60
Brocas	Unidad	30	0,20
SE y accesorios	Global	0,37	0,37
Varios	Global	1	0,06
		Total	1,24

TOTAL CD 4,65 \$/m

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m
Administración	10%	0,47
Varios + Imprevistos	3%	0,14
TOTAL CI		0,60

3. TOTAL COSTOS

TC= 5,26 \$/m

En la siguiente tabla se presenta un resumen de los costos unitarios:

TABLA No.49: RESUMEN DE COSTOS UNITARIOS VARIANTE ACTUAL

Actividad	Costo	Unidad
Perforación	4,77	\$/m
Carguío de SE y Disparo	8,45	\$/m-cargados
Limpieza y trasiego	1,96	\$/m ³
Desalojo	6,08	\$/m ³
Topografía	14,40	\$/m-galería
Ventilación	50,37	\$/m-inst
Desagüe	22,31	\$/m-inst
Instalaciones de agua, aire y electricidad	11,86	\$/m-inst
Relleno	5,26	\$/m-relleno

4.1.1.4 Producción diaria

En la mina Bethzabeth se trabaja las 24 horas continuas, por cada ciclo de trabajo tarda 7 horas, entonces se realizan 3 voladuras diarias.

En cada voladura se extrae la siguiente cantidad de mineral:

Vmv - Volumen por voladura

$$Vmv = Lch \cdot Ach \cdot Lb$$

Donde:

Lch- Largo de la chimenea inclinada 5 m

Ach- Ancho de la chimenea 1,5 m

Lb - Longitud real del barreno 1,7 m

δ- densidad de mineral 2,629 Ton/m³

$$Vmv = 12,83 \text{ m}^3$$

$$Qmv(\text{ton}) = 33,72 \text{ ton}$$

$$\text{Voladuras en un día} = 3$$

Producción en un día= 101,15 ton

Con la ley media de Oro, tomada del Informe de Producción, llegamos a obtener los gramos de oro obtenidos en un día de trabajo

Ley media= 12 g Au/ton

$Au = V_{mv} \cdot \text{Ley media}$

Au= 1213,81 g Au en mina

4.1.1.5 Rendimiento real de trabajo

Según lo calculado en el apartado **Rendimiento de trabajos en el bloque** se obtuvo el siguiente resultado:

Rreal= 2,57 m³/h-turno

4.1.1.6 Duración del ciclo de trabajo

Según lo calculado el ciclo tendrá una duración de:

Tc= 7,0 horas

4.1.2 Arranque por franjas horizontales

4.1.2.1 Ventajas

- El arranque del mineral es cerca del 100%.
- Seguridad en el trabajo.
- Posibilidad de separar el mineral por calidad.
- Se puede utilizar a la roca estéril como material de relleno.
- Bajo porcentaje de pérdidas, porque se tiene la posibilidad de colocar un recubrimiento.
- Intensa extracción si es necesario.
- Se tiene la facilidad de cualquier momento cambiar a otro tipo de explotación.
- Bajo consumo de madera para levantar la chimenea de trasiego.

- Buena ventilación en el frente.

4.1.2.2 Desventajas

- Dificultad en la organización de los trabajos: transporte de mineral y material de relleno del bloque.
- Mayor trabajosidad por el relleno que se efectúa.
- Arranque del mineral relativamente más costoso.

4.1.2.3 Costos

TABLA No. 50: COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN

Avance 1,71 m
Descripción Perforación
N° turnos 1
Rendimiento 12 m/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos (\$/h)	Total (\$/h)	Rend m/h	Costo Unitario \$/m-perf
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	12	0,07
Perforista	3,80	0,50	4,30	12	0,36
Ayudante (2)	5,18	0,50	5,68	12	0,95
				Total	1,37

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m/h	Costo Unitario \$/m-perf
Martillo Perforador	5,56	YT-28	12	0,46
Compresor	10,00	Atlas Copco	12	0,83
EPP (3)	0,61	Varios	12	0,05
Herramienta menor	1,50	Varios	12	0,13
			Total	1,47

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Vida útil m-perf	Costo Unitario \$/m-perf
Barrenos	u	180	300	0,60
Brocas	u	30	150	0,20
Varios	Global	1	200	0,005
			Total	0,81

TOTAL CD 3,65 \$/m-perf

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-perf
Administración	10%	0,37
Varios + Imprevistos	3%	0,11
TOTAL CI		0,47

3. TOTAL COSTOS

TC= 4,12 \$/m-perf

TABLA No. 51: COSTOS UNITARIOS DE CARGUÍO DE SE Y DISPARO

Avance 1,71 m
Descripción Carguío de SE y disparo
N° turnos 1
Rendimiento 10 m-cargados/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-cargados/h	Costo Unitario \$/m-cargado
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	10	0,08
Perforista	3,80	0,50	4,30	10	0,43
Ayudante (2)	5,18	0,50	5,68	10	1,14
				Total	1,65

B. Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m/h	Costo Unitario \$/m-cargados
Herramienta menor	1,00	Varios	10	0,10
EPP (3)	0,61	Varios	10	0,06
			Total	0,16

C. Materiales

Descripción	Unidad	Precio	Contenido	Precio Unitario (\$)	Cantidad u/m-barr	Costo Unitario \$/m-cargados
Dinamita Riodin	u	85 \$/caja	105 U/caja	0,81	1	0,81
Anfo	kg	32 \$/saco	25 kg/saco	1,28	0,93	1,19
Detonadores	u	3 \$/u	1 unidad	3	1,00	3,00
Cordón Detonante	u	120 \$/rollo	500 m/rollo	0,24	0,24	0,06
Mecha de seguridad	m	100 \$/rollo	500 m/rollo	0,2	1,50	0,30
Fulminante	u	3 \$/u	1 unidad	3	0,05	0,14
					Total	5,50

TOTAL CD= 7,31 \$/m-cargados

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-cargados
Administración	10%	0,73
Varios + Imprevistos	3%	0,22
TOTAL CI		0,95

3. TOTAL COSTOS

TC= 8,26 \$/mcargados

TABLA No. 52: COSTOS UNITARIOS DE LIMPIEZA Y TRASIEGO

Avance 1,71 m
 Descripción Limpieza y trasiego
 N° turnos 1
 Rendimiento 4 m³/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m ³ /h	Costo Unitario \$/m ³
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	4	0,2024
Ayudantes (2)	5,18	0,50	5,68	4	1,4208
				Total	1,6232

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m ³ /h	Costo Unitario \$/m ³
Carretilla	0,40	Varios	4	0,10
EPP (2)	0,40	Varios	4	0,10
Herramienta menor	1,00	Varios	4	0,25
			Total	0,45

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo m ³	Costo Unitario \$/m ³
Tablones	m	2	0,2	0,40
Lonas	m	2	0,4	0,80
Varios	Global	3	1	3,00
			Total	4,20

TOTAL CD 4,65 \$/m³

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m ³
Administración	10%	0,42
Varios + Imprevistos	3%	0,13
TOTAL CI		0,5460

3. TOTAL COSTOS

TC= 5,20 \$/m³

Los tablones y lona son reutilizables, sería un gasto que se realiza una vez por bloque

TABLA No. 53: COSTOS UNITARIOS DE DESALOJO

Avance 1,71 m
Descripción Desalojo
N° turnos 1
Rendimiento 12 m³/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m ³ /h	Costo Unitario \$/m ³
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	12	0,07
Operador LHD	3,36	0,50	3,86	12	0,32
Operador Pala cargadora	3,36	0,50	3,86	12	0,32
Operador de Volqueta	3,36	0,50	3,86	12	0,32
				Total	1,03

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m ³ /h	Costo Unitario \$/m ³
LHD	23,58	Wagner	12	1,97
Pala Cargadora	12,33	Komatsu	12	1,03
Volqueta	13,70	Hino	12	1,142
EPP (3)	0,61	Varios	12	0,05
Herramienta menor	2,00	Varios	12	0,17
			Total	4,35

TOTAL CD 5,38 \$/m³

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m ³
Administración	10%	0,54
Varios + Imprevistos	3%	0,16
TOTAL CI		0,70

3. TOTAL COSTOS

TC= 6,08 \$/m³

TABLA No. 54: COSTOS UNITARIOS DE TOPOGRAFÍA

Avance	1,71 m
Descripción	Topografía
N° turnos	1
Rendimiento	20 m-galería/día
Rendimiento	2,5 m-galería/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-galería/h	Costo Unitario \$/m-galería
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	2,5	0,32
topógrafo	5,17	0,50	5,67	2,5	2,27
Ayudante	2,59	0,50	3,09	2,5	2,47
				Total	5,06

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m-galería/h	Costo Unitario \$/m-galería
Estación Total	10,00	Sokia	2,5	4,00
Brújula	1,00	Brunton	2,5	0,40
EPP (2)	0,40	Varios	2,5	0,16
Herramienta menor	2,00	Varios	2,5	0,80
			Total	5,36

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo u/m-galería	Costo Unitario \$/m-galería
Pinturas	galón	18,00	0,001	0,02
Estacas	unidad	0,30	1	0,30
Varios	Global	2,00	1	2,00
			Total	2,32

TOTAL CD 7,68 \$/m-galería

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-galería
Administración	10%	1,04
Varios + Imprevistos	3%	0,31
Utilidad	0%	0,00
TOTAL CI		1,36

3. TOTAL COSTOS

TC= 9,04 \$/m-galería

TABLA No. 55: COSTOS UNITARIOS DE VENTILACIÓN

Avance 1,71 m
Descripción Ventilación
N° turnos 1
Rendimiento 1,8 m-inst/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-inst/h	Costo Unitario \$/m-inst
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	1,8	0,45
Tubero	2,59	0,50	3,09	1,8	1,72
Ayudante	2,59	0,50	3,09	1,8	3,44
				Total	5,60

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m-inst/h	Costo Unitario \$/m-inst
Ventiladores	8,20		1,8	4,56
EPP (2)	0,40	Varios	1,8	0,22
Herramienta menor	1,50	Varios	1,8	0,83
			Total	5,61

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo m-inst	Costo Unitario \$/m-inst
Manga de ventilación	m	24	1	24,00
Accesorios y acoples	u	1,8	3	5,40
Soporte	u	0,96	1	0,96
Varios	Global	3	1	3,00
			Total	33,36

TOTAL CD 44,58 \$/m-inst

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-inst
Administración	10%	4,46
Varios + Imprevistos	3%	1,34
TOTAL CI		5,79

3. TOTAL COSTOS

TC= 50,37 \$/m-inst

TABLA No. 56: COSTOS UNITARIOS DE DESAGÜE

Avance 1,71 m
Descripción Desagüe
N° turnos 1
Rendimiento 1,8 m-inst/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-inst/h	Costo Unitario \$/m-inst
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	1,8	0,45
Tubero	2,59	0,50	3,09	1,8	1,72
Ayudante	2,59	0,50	3,09	1,8	3,44
				Total	5,60

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m-inst/h	Costo Unitario \$/m-inst
Bombas electricas	1,30	Grendex	1,8	0,72
EPP (2)	0,40	Varios	1,8	0,22
Herramienta menor	1,50	Varios	1,8	0,83
			Total	1,78

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo m-inst	Costo Unitario \$/m-inst
Tubería	u	3	1	3,00
Accesorios y acoples	u	1,8	3	5,40
Soporte	u	0,96	1	0,96
Varios	Global	3	1	3,00
			Total	12,36

TOTAL CD 19,74 \$/m-inst

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-inst
Administración	10%	1,97
Varios + Imprevistos	3%	0,59
TOTAL CI		2,57

3. TOTAL COSTOS

TC= 22,31 \$/m-inst

TABLA No. 57: COSTOS UNITARIOS DE ELECTRICIDAD, AGUA Y AIRE

Avance 1,71 m
Descripción Perforación
N° turnos 1
Rendimiento 1,8 m-galería/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos	Total (\$/h)	Rend m-galería/h	Costo Unitario \$/m-galería
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	1,8	0,45
Eléctrico	2,59	0,50	3,09	1,8	1,72
Tubero	2,59	0,50	3,09	1,8	3,44
				Total	5,60

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m-galería/h	Costo Unitario \$/m-galería
Generador	6,00	Caterpillar	1,8	3,33
EPP (2)	0,40	Varios	1,8	0,22
Herramienta menor	3,00	Varios	1,8	1,67
			Total	1,89

C) Materiales

Descripción	Unidad	Precio Unitario (\$)	Consumo u/m-inst	Costo Unitario \$/m-galería
Cable eléctrico	m	1,08	1	1,08
Tubería	unidad	1,8	1	1,8
Soportes	m	0,96	3	2,88
Varios	global	3	1	3
			Total	3,00

TOTAL CD 10,49 \$/m-galería

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m-galería
Administración	10%	1,05
Varios + Imprevistos	3%	0,31
TOTAL CI		1,36

3. TOTAL COSTOS

TC= 11,86 \$/m

TABLA No.58: COSTOS UNITARIOS DE RELLENO

Avance 1,71 m
Descripción Relleno
N° turnos 1
Rendimiento 12 m/h

1. COSTOS DIRECTOS

A) Mano de obra

Personal	Salario Real (\$/h)	Alimentos (\$/h)	Total (\$/h)	Rend m/h	Costo Unitario \$/m
Jefe de Mina (5%)	0,31	0,50	0,81	12	0,07
Perforista	3,80	0,50	4,30	12	0,36
Ayudante (2)	5,18	0,50	5,68	12	0,95
				Total	1,37

B) Equipo

Descripción	Costo-h \$/h	Marca	Rend m/h	Costo Unitario \$/m
Martillo Perforador	5,56	YT-28	12	0,46
Compresor	10,00	Atlas Copco	12	0,83
EPP (3)	0,61	Varios	12	0,05
Herramienta menor	1,50	Varios	12	0,13
			Total	1,47

C) Materiales

Descripción	Unidad	Costo Unitario \$/m
Barrenos	u	0,60
Brocas	u	0,20
SE y Accesorios	kg	0,41
Varios	Global	0,005
Total		1,22

TOTAL CD 4,06 \$/m

2. COSTOS INDIRECTOS

Descripción	%	Costo Unitario \$/m ³
Administración	10%	0,41
Varios + Imprevistos	3%	0,12
TOTAL CI		0,53

3. TOTAL COSTOS

TC= 4,59 \$/m

En la siguiente tabla se presenta un resumen de los costos:

TABLA No.59: RESUMEN DE COSTOS UNITARIOS VARIANTE
PROPUESTA

Actividad	Costo	Unidad
Perforación	4,12	\$/m
Carguío de SE y Disparo	8,26	\$/m-cargados
Limpieza y trasiego	5,20	\$/m ³
Desalojo	6,08	\$/m ³
Topografía	9,04	\$/m-galería
Ventilación	50,37	\$/m-inst
Desagüe	22,31	\$/m-inst
Electricidad, agua y aire	11,86	\$/m-inst
Relleno	4,59	\$/m

4.1.2.4 Producción diaria

En la mina Bethzabeth se trabaja 24 horas al día, cada ciclo de trabajo tardará 8 horas, por lo que se realizarán 3 voladuras al día.

V_{mv} - Volumen de mineral por voladura

$$V_{mv} = A_f \cdot L_f \cdot L_b$$

A _f - Ancho de la franja	1,5 m
L _f - Largo de la sección de la franja	10 m
L _b - Longitud del barreno	1,7 m
δ- densidad de mineral	2,629 Ton/m ³

$$V_{mv} = 25,65 \text{ m}^3$$

$$Q_{mv} = 67,43 \text{ ton}$$

$$\text{Voladuras en un día} = 3$$

$$\text{Producción en un día} = 202,30 \text{ ton}$$

Con la ley media, tomada del Informe de producción, obtenemos los gramos de oro producidos en un día de trabajo

$$\text{Ley media} = 12 \text{ g Au/ton}$$

$$\text{Au} = V_{mv} * \text{Ley media}$$

$$\text{Au} = 2427,61 \text{ g Au en mina}$$

4.1.2.5 Rendimiento real de trabajo

Según lo calculado en el apartado **Rendimiento de trabajos en el bloque** obtuvo el siguiente resultado:

$$5,13 \text{ m}^3/\text{h-turno}$$

4.1.2.6 Duración del ciclo de trabajo

Según lo calculado la duración del ciclo será de:

$$T_c = 5,76 \text{ horas}$$

TABLA No 60: ANÁLISIS COMPARATIVO ENTRE LA VARIANTES OVERHAND POR FRANJAS INCLINADAS Y FRANJAS HORIZONTALES

				MEJOR ALTERNATIVA	
		FRANJAS INCLINADAS (ACTUAL)	FRANJAS HORIZONTALES (PROPUESTO)	ACTUAL	PROPUESTO
COSTOS UNITARIOS	Perforación	4,77 \$/m	4,12 \$/m		X
	Carguío de SE y Disparo	8,45 \$/m-cargados	8,26 \$/m-cargados		X
	Limpieza Y Trasiego	1,96 \$/m ³	5,20 \$/m ³	X	
	Desalojo	6,08 \$/m ³	6,08 \$/m ³	X	X
	Topografía	14,40 \$/m-galería	9,04 \$/m-galería		X
	Ventilación	50,37 \$/m-inst	50,37 \$/m-inst	X	X
	Desagüe	22,31 \$/m-inst	22,31 \$/m-inst	X	X
	Electricidad, agua y aire	11,86 \$/m-inst	11,86 \$/m-inst	X	X
	Relleno	5,26 \$/m	4,59 \$/m		X
PRODUCCIÓN DIARIA	Tonelaje de mineral diario	101,15 ton	202,30 ton		X
DURACIÓN DEL CICLO		7 horas	5,76 horas		X
APROVECHAMIENTO DEL RECURSO	Gramos de oro en mina	1213,81 g Au	2427,61 g Au		X
SEGURIDAD		Los trabajos son más inseguros, puesto que todas las actividades se realizan sobre superficies inclinadas.	Alta seguridad en el trabajo, se trabaja sobre superficie horizontales		X
DILUCIÓN		30% Informe de Producción (Julio-Diciembre 2011)	Disminuiría a 3%		X
PÉRDIDAS DE MINERAL		Extracción de 90%	Extracción de hasta 98%		X

CAPÍTULO V

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 CONCLUSIONES

1. La concesión minera Bethzabeth se ubica en la parroquia Ayapamba, Cantón Atahualpa, provincia El Oro, misma que por ser parte del Distrito Portovelo-Zaruma contiene un yacimiento vetiforme, cuyas estructuras hidrotermales poseen un interesante potencial metálico compuesto de oro (Au), plata (Ag), cobre (Cu), plomo (Pb), cinc (Zn) y cadmio (Cd), dispersos en vetas de cuarzo-pirita y cuarzo-calcita, en estado natural los dos primeros y los restantes en forma de sulfuros.
2. Las vetas que actualmente se explotan en la concesión Bethzabeth son las llamadas Sucre y Tres Diablos, cuya metalogenia estaría representada por dos estadías, una primaria referida a la mineralización de cuarzo-pirita y oro (Au) y otra secundaria compuesta de sulfuros polimetálicos, que dan origen a un enriquecimiento secundario.
3. El proyecto de explotación minera, diseñado por ELIPE S.A., para la veta Sucre, se sustenta en 7.567,10 toneladas de reservas medidas, con una ley media de oro (Au) de 12 g/ton., niveles a los que se accederá a través de una Rampa (Decline) de 22.50 m² de sección transversal, de la que se derivarán cruceros (cross-cuts), chimeneas y frentes (stopes).

4. El actual método de explotación de la veta Sucre es Rebaje (Overhand Stopping) con Corte y Relleno (Cut and Fill), mediante franjas inclinadas, mismo que al ser técnicamente analizado presentó falencias respecto de la seguridad minera, volumen de mineral arrancado en cada voladura, avance de los frentes de extracción y tiempo destinado al trasiego del mineral explotado, las que repercuten directamente en el costo de explotación.
5. La propuesta del presente trabajo es explotar la veta Sucre de la concesión minera Bethzabeth, mediante el mismo método Rebaje (Overhand Stopping) con Corte y Relleno (Cut and Fill), pero dividiendo a los bloques en franjas horizontales de aproximadamente 1,8 m de altura, variante con la que se incrementará la producción diaria 101,15 ton/día a 202,30, se reducirán los costos de perforación y voladura de US \$ 4,77/m a US \$ 4,12/m, se consumirá menor cantidad de sustancia explosiva de 33,74 kg/voladura a 27,97 kg/voladura.
6. Para sustentar la presente propuesta se realizaron ensayos de resistencia a la compresión, índice de carga puntual y peso específico, en muestras de roca de caja y mineral de veta, en el laboratorio de Mecánica de Suelos y Ensayo de Materiales de la Escuela Politécnica Nacional, determinándose que la resistencia de la roca de caja es mayor a la del mineral en 50% aproximadamente, no obstante lo cual los valores de resistencia del mineral se consideran también buenos.
7. La variante propuesta incrementa además los niveles de seguridad en los frentes de explotación, ya que los mineros trabajarán sobre superficies horizontales, reduciendo con ello los riesgos de accidentes.

8. La industria minera, como toda actividad económico-productiva, demanda de una permanente y constante revisión de sus métodos y procesos, para ajustarlos a los avances técnico-científicos y operativos que se desarrollan para mejorar la eficiencia y rentabilidad de los proyectos, beneficios que se desconocen si se mantienen invariables su diseño y estructura original.

5.2 RECOMENDACIONES

1. Aplicar la variante propuesta (explotación de las vetas por bloques divididos en franjas horizontales), incluyendo el respectivo cronograma de actividades, para alcanzar los beneficios técnicos y las mejoras económicas determinadas y valoradas comparativamente con la actual.
2. Asignar a los trabajos de explotación minera el equipo LHD WAGNER ST6-C de 3.9 m³ de capacidad de carga, en lugar del Micro LHD WAGNER HST1-A que tan solo carga 0.7 m³, ya que con el primero se trasegará todo el mineral arrancado en cada voladura, dentro del tiempo destinado a su respectivo turno.
3. Considerando que los frentes serán superficies horizontales, que proporcionarán mejores condiciones de trabajo, sobre el relleno se deberá colocar lonas, planchas metálicas o plataformas de madera (tablones) para evitar pérdidas de mineral por “filtración” (escurrimiento) al relleno.
4. Con la finalidad de evitar todo tipo de contaminación ambiental externa, a futuro, se deberá estudiar la factibilidad de rellenar las cámaras explotadas con los relaves procedentes de la planta de beneficio, decisión que solucionará los problemas generados por la falta de espacio en las relaveras.

5. Implementar, como política empresarial, un estricto sistema de gestión de seguridad y calidad en el trabajo, para garantizar la salud y vida de los mineros, la continuidad de las labores extractivas, la permanencia de la infraestructura disponible y el cumplimiento de las disposiciones legales y estándares técnico-operativos aplicables a la industria minera.

CAPÍTULO VI

6. REFERENCIAS

6.1 BIBLIOGRAFÍA

1. Escobar, Yonhson. Proyecto de Explotación del Yacimiento “Laguar”. Tesis de grado no publicada. Quito, Universidad Central del Ecuador.
2. ELIPE S.A. Estudio de Impacto Ambiental Expost y Plan de Manejo Ambiental Área Minera Bethzabeth. Agosto 2011
3. ELIPE S.A. Informe Semestral de Producción Concesión Minera “Bethzabeth”. 2011.
4. ELIPE S.A. (2011) Informe Final De Exploración Proyecto Zaruma Gold.
5. Howard L, Hartman. 1992. SME Mining Engineering Handbook. Segunda Edición. Cushing-Malloy, Inc., Ann Arbor, MI. Estados Unidos de América.
6. Lara, C y Reza, R. 2011. Caracterización Geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa minera SOMILOR S.A. Tesis de grado no publicada. Quito, Universidad Central del Ecuador.
7. Ministerio de Minas y Energía. 2003. Glosario Minero. Bogotá. Colombia
8. Sosa, H. Explotación Subterránea. 1983. Editorial Universitaria. Quito, Ecuador.
9. Sosa, H. Mecánica de Rocas. 1988. Editorial Universitaria. Quito, Ecuador.

10. Universidad Politécnica de Madrid. 2007. Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas. Madrid, España.
11. Vásquez, C. 2009. Diseño de un sistema de excavación de la caverna de casa de máquinas del proyecto hidroeléctrico Coca Codo Sinclair. Tesis de grado no publicada. Quito, Universidad Central del Ecuador.

6.2 WEBGRAFÍA

1. <http://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/3386/1/5909.pdf>
(Fecha de consulta: 08-11-2011)
2. <http://es.scribd.com/doc/3933763/Apunte-METODOS-DE-EXPLOTACION>.
(Fecha de consulta: 08-11-2011)
3. <http://www.curlymike.com.au/pdf/paper4.pdf>.
(Fecha de consulta: 09-11-2011)
4. <http://www.monografias.com/trabajos74/explotacion-subterranea-corte-relleno-descendiente/explotacion-subterranea-corte-relleno-descendiente2.shtml>
(Fecha de consulta: 29-11-2011)
5. <http://es.scribd.com/doc/18420988/LIBRO-ELECTRNICO-PROCESO-DE-DESARROLLO-DE-MINA>
(Fecha de consulta: 21-11-2011)
6. <http://www.ingenieroenminas.com/apuntes-de-curso-de-explotacion-de-minas>
(Fecha de consulta: 15-12-2011)
7. <http://www.cdc.gov/niosh/mining/pubs/pdfs/ucafm.pdf>
(Fecha de consulta: 22-12-2011)
8. http://www.sernageomin.cl/pdf/reglamentos_seguridad_minera/DS132_Reglamento_SEGMIN.pdf
(Fecha de consulta: 05-01-2012)
9. http://www.aimecuador.org/capacitacion_archivos_pdf/Manejo%20explosivos%20subterranea.pdf

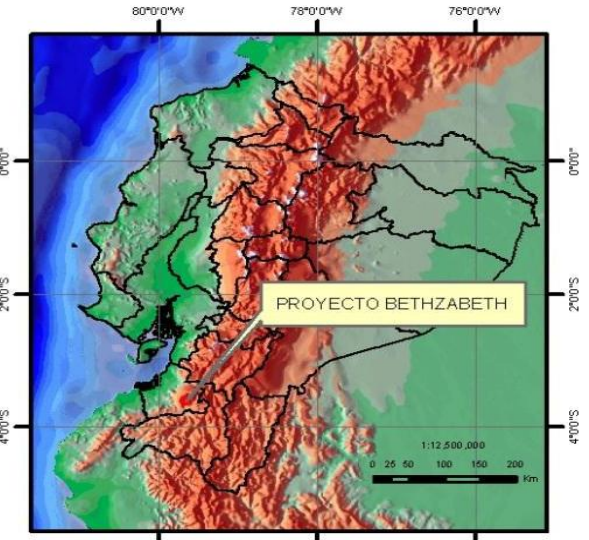
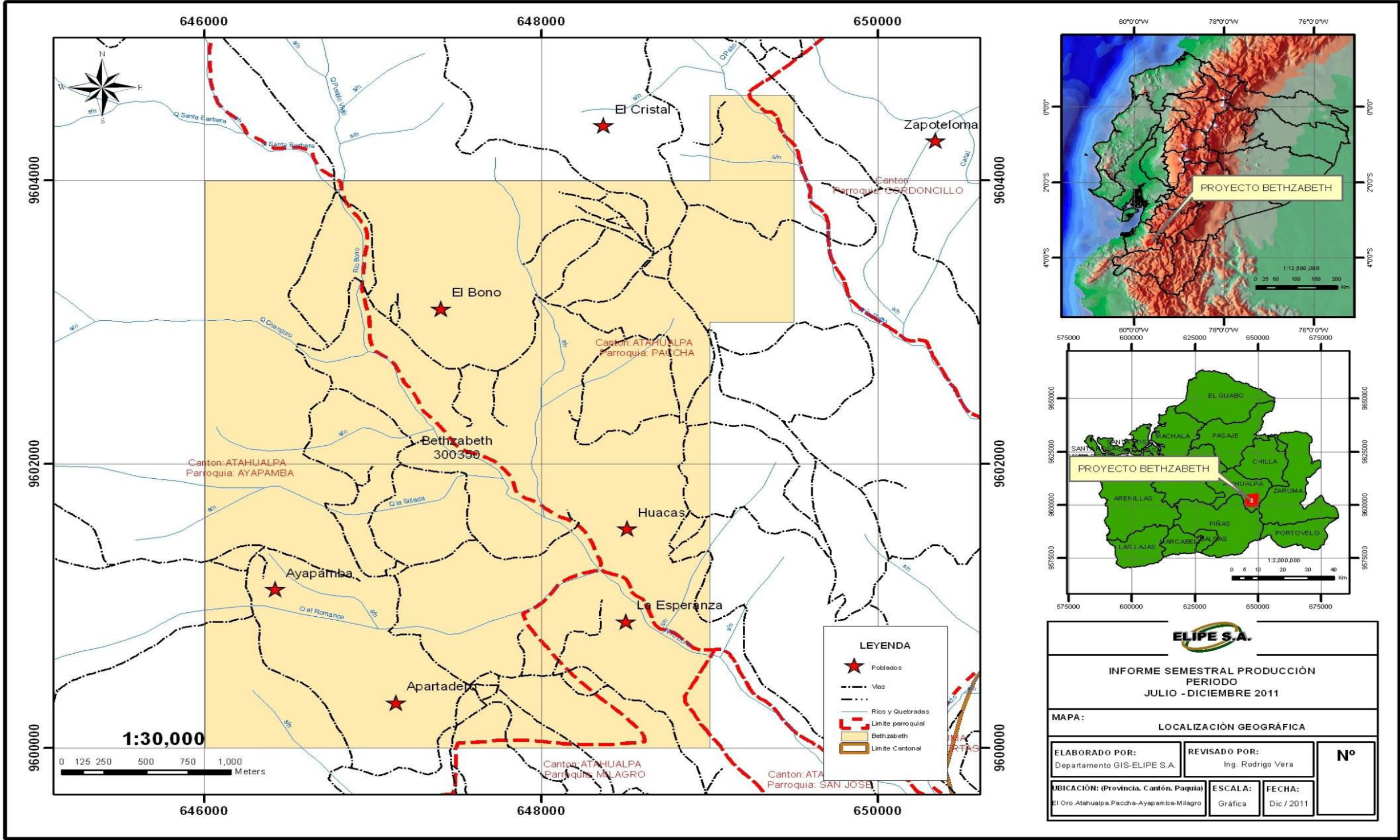
(Fecha de consulta: 05-01-2012)

10. <http://www.3mseguridadindustrial.cl>

(Fecha de consulta: 05-01-2012)

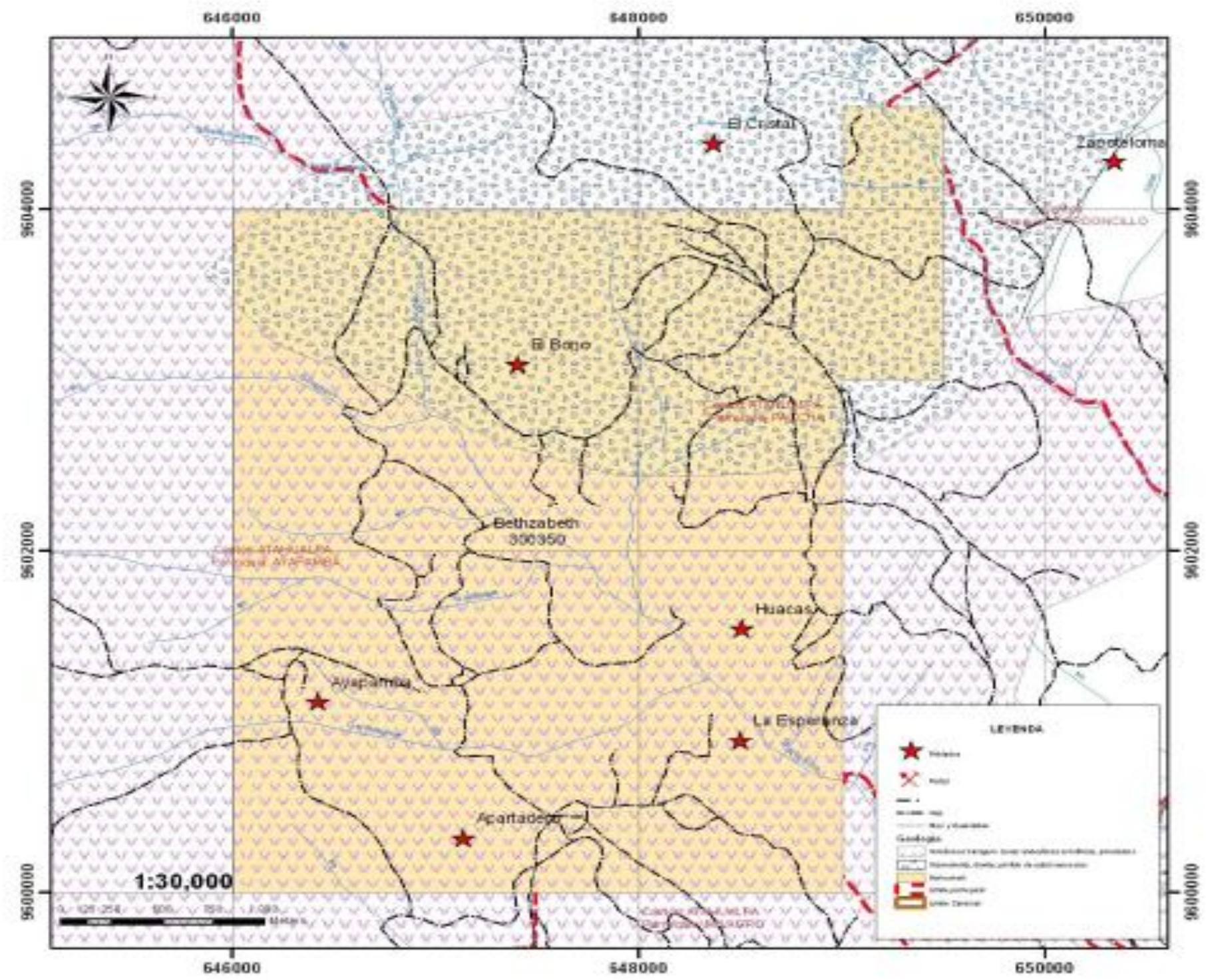
ANEXOS

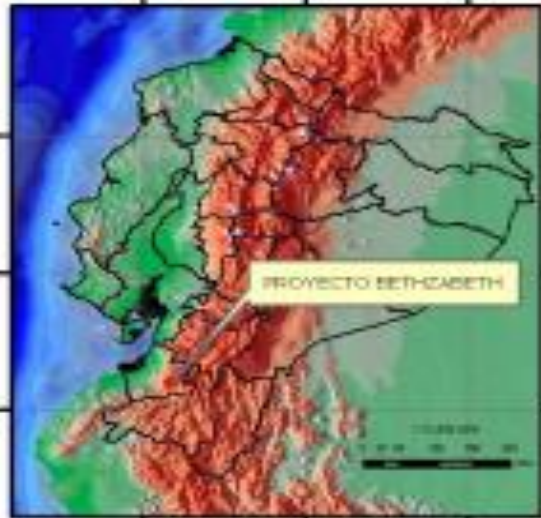

ANEXO A
MAPA DE UBICACIÓN DE LA CONCESIÓN MINERA BETHZAB




ELIPE S.A.		
INFORME SEMESTRAL PRODUCCIÓN		
PERIODO		
JULIO - DICIEMBRE 2011		
MAPA: LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA		
ELABORADO POR:	REVISADO POR:	Nº
Departamento GIS-ELIPE S.A.	Ing. Rodrigo Vera	
UBICACIÓN: (Provincia, Cantón, Parroquia)	ESCALA:	FECHA:
El Oro, Atahualpa, Paccha-Ayapamba-Milagro	Gráfica	Dic / 2011

ANEXO B
MAPA GEOLÓGICO





ELIFE S.A.

INFORME SEMESTRAL PRODUCCIÓN
PERIODO
JULIO - DICIEMBRE 2011

MAPA: **GEOLÓGICO**

ELABORADO POR: Departamento GIS-ELIFE S.A.	REVISADO POR: Ing. Rodrigo Vera	N°
REVISADO POR: Ing. Rodrigo Vera	ESCALA: 1:30,000	

ANEXO C
ENSAYOS DE PESO ESPECÍFICO



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

PESO ESPECIFICO Y ABSORCION

INF. No. 11-3880

Quito, 16 de Diciembre de 2011

Hoja 01 de 04

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M1 - DB
FECHA DE EXTRACCION: **** **FECHA DE ENSAYO:** 15/12/2011
PROFUNDIDAD: ****
NORMAS: ASTM C128 ; INEN 856, CEPIS VOL. 7-6 CAPITULO 8

ENSAYO DE PESO ESPECIFICO		
PESO ESPECIFICO :	2,621	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO S.S.S :	2,660	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO APARENTE :	2,726	gr/cm ³
ABSORCION DE AGUA :	1,48	%


Ing. César Montero B.

JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA

Archivo: peso espf11-3880.xls

Dirección: Ladrón de Guevara E11-253 v Andalucía / Edif. Ing. Civil Mezanina Ofic. M15 email: laboratoriocivilenn@yahoo.com Telf 2607 144 ext 21



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

PESO ESPECIFICO Y ABSORCION

INF. No. 11-3880

Quito, 16 de Diciembre de 2011

Hoja 02 de 04

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M2 - DB
FECHA DE EXTRACCION: **** **FECHA DE ENSAYO:** 15/12/2011
PROFUNDIDAD: ****
NORMAS: ASTM C128 ; INEN 856, CEPIS VOL. 7-6 CAPITULO 8

ENSAYO DE PESO ESPECIFICO		
PESO ESPECIFICO :	2,628	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO S.S.S :	2,711	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO APARENTE :	2,864	gr/cm ³
ABSORCION DE AGUA :	3,13	%

Ing. César Morroy B.

JEFE DE LABORATORIO



Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA

Archivo: peso esp11-3880.xls

Dirección: Ladrón de Guevara E11-253 v Andalucía / Edif. Ina. Civil Mezanina Ofic. M15 email: laboratorio@viahon.com Telf: 2517-144 ext



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

PESO ESPECIFICO Y ABSORCION

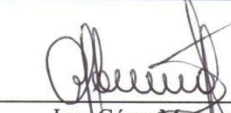
INF. No. 11-3880

Quito, 16 de Diciembre de 2011

Hoja 03 de 04

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M3 - DB
FECHA DE EXTRACCION: **** **FECHA DE ENSAYO:** 15/12/2011
PROFUNDIDAD: ****
NORMAS: ASTM C128 ; INEN 856, CEPIS VOL. 7-6 CAPITULO 8

ENSAYO DE PESO ESPECIFICO		
PESO ESPECIFICO :	2,668	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO S.S.S :	2,692	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO APARENTE :	2,733	gr/cm ³
ABSORCION DE AGUA :	0,90	%


Ing. César Morrey B.

JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA

Archivo: peso espf11-3880.xls

Dirección: Ladrón de Guevara E11-253 v Andalucía / Edif. Ino. Civil Mezanine Ofic. M15. email: laboratoriocivil@enp.edu.ec Telf 2507-144 ext



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

PESO ESPECIFICO Y ABSORCION

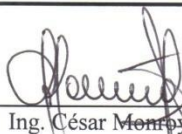
INF. No. 11-3880

Quito, 16 de Diciembre de 2011

Hoja 04 de 04

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M4 - VS
FECHA DE EXTRACCION: **** **FECHA DE ENSAYO:** 15/12/2011
PROFUNDIDAD: ****
NORMAS: ASTM C128 ; INEN 856, CEPIS VOL. 7-6 CAPITULO 8

ENSAYO DE PESO ESPECIFICO		
PESO ESPECIFICO :	2,572	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO S.S.S :	2,594	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO APARENTE :	2,629	gr/cm ³
ABSORCION DE AGUA :	0.85	%


Ing. César Montoya B.



JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA

Archivo: peso esp11-3880.xls

Dirección: Ladrón de Guevara E11-253 y Andalucía / Edif. Ing. Civil Mezanine Ofic.. M15. email: laboratoriocivilepn@yahoo.com Telf. 2507-144 ext. 2

ANEXO D
ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

ENSAYO COMPRESION SIMPLE EN ROCAS

INF. 11-3841
Hoja 01 de 04

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A.
PROYECTO: BETHZABETH

Sondeo:	***
Muestra:	M1 - DB
Profundidad:	***
lado(cm)	6,03
Area (cm ²):	36,40
Carga máxima (kgf):	28734,4
Esfuerzo máximo a la compresión (kg/cm ²):	789,43
Fecha de extracción:	***
Fecha de ensayo:	12-Dic-11
Longitud (cm):	6,03
Factor de corrección:	0,78
Esfuerzo a Compresión Cubica (kg/cm ²):	789,43
Esfuerzo a Compresión Cilindrica (kg/cm ²):	615,75
Condiciones de humedad:	natural
Peso de la muestra (gr):	578,40
Peso específico (gr/cm ³):	2,63


Ing. César Monroy B.
JEFE DEL LABORATORIO



Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios SILA



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

ENSAYO COMPRESION SIMPLE EN ROCAS

INF. 11-3841
Hoja 02 de 04

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A.
PROYECTO: BETHZABETH

Sondeo:	***
Muestra:	M2 - DB
Profundidad:	***
lado(cm)	6,05
Area (cm2):	36,32
Carga máxima (kgf):	35306,56
Esfuerzo máximo a la compresión (kg/cm2):	972,03
Fecha de extracción:	***
Fecha de ensayo:	12-Dic-11
Longitud (cm):	6,01
Factor de corrección:	0,78
Esfuerzo a Compresión Cubica (kg/cm2):	972,03
Esfuerzo a Compresión Cilindrica (kg/cm2):	758,19
Condiciones de humedad:	natural
Peso de la muestra (gr):	581,30
Peso específico (gr/cm3):	2,66


Ing. César Mouroy B.
JEFE DEL LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios SILA



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES


ENSAYO COMPRESION SIMPLE EN ROCAS

INF. 11-3841
Hoja 03 de 04

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A.
PROYECTO: BETHZABETH

Sondeo:	***
Muestra:	M3 - DB
Profundidad:	***
lado(cm)	6,03
Area (cm ²):	36,14
Carga máxima (kgf):	36871,36
Esfuerzo máximo a la compresión (kg/cm ²):	1020,24
Fecha de extracción:	***
Fecha de ensayo:	12-Dic-11
Longitud (cm):	5,99
Factor de corrección:	0,78
Esfuerzo a Compresión Cubica (kg/cm ²):	1020,24
Esfuerzo a Compresión Cilindrica (kg/cm ²):	795,79
Condiciones de humedad:	natural
Peso de la muestra (gr):	575,70
Peso específico (gr/cm ³):	2,66


Ing. César Moscoso B.
JEFE DEL LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios SILA



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

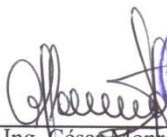
ENSAYO COMPRESION SIMPLE EN ROCAS

INF. 11-3841
Hoja 04 de 04

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A.
PROYECTO: BETHZABETH

Sondeo:	***
Muestra:	M4 - VS
Profundidad:	***
Lado(cm)	6,36
Area (cm2):	40,38
Carga máxima (kgf):	22266,56
Esfuerzo máximo a la compresión (kg/cm2):	551,46
Fecha de extracción:	***
Fecha de ensayo:	12-Dic-11
Longitud (cm):	6,35
Factor de corrección:	0,78
Esfuerzo a Compresión Cubica (kg/cm2):	551,46
Esfuerzo a Compresión Cilindrica (kg/cm2):	430,14
Condiciones de humedad:	natural
Peso de la muestra (gr):	640,50
Peso específico (gr/cm3):	2,50


Ing. César Monroy B.
JEFE DEL LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios SILA

ANEXO E
ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

INDICE DE CARGA PUNTUAL

INF.No.11-3842
HOJA 1 de 4

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M1 - DB
FECHA DE EXTRACCION: *****
PROFUNDIDAD: *****

FECHA DE ENSAYO: 12/12/2011

NORMA: ISRM - ASTM D5731 - 03

MUESTRA No.	DESCRIPCION	TIPO ENSAYO	DIAMETRO (mm)	ALTURA (mm)	Peso Natural (g)	DISTANCIA "D" (mm)	CARGA "P" (Kg)	Is (Kg/cm ²)	Is ₅₀ (Kg/cm ²)
1	M1 - DB	IRREGULAR	****	27,8	213,3	27,8	908,8	117,9	90,5


ING. CESAR MONTOYA B.
JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA.



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

INDICE DE CARGA PUNTUAL

INF.No.11-3842
HOJA 2 de 4

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M2 - DB
FECHA DE EXTRACCION: *****
PROFUNDIDAD: *****

FECHA DE ENSAYO: 12/12/2011

NORMA: ISRM - ASTM D5731 - 03

MUESTRA No.	DESCRIPCION	TIPO ENSAYO	DIAMETRO (mm)	ALTURA (mm)	Peso Natural (g)	DISTANCIA "D" (mm)	CARGA "P" (Kg)	Is (Kg/cm ²)	Is ₅₀ (Kg/cm ²)
1	M2 - DB	IRREGULAR	****	31,8	130,8	31,8	894,4	88,6	72,3


ING. CESAR MONROY B.
JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA.



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

INDICE DE CARGA PUNTUAL

INF.No.11-3842
HOJA 3 de 4

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M3 - DB
FECHA DE EXTRACCION: *****
PROFUNDIDAD: *****

FECHA DE ENSAYO: 12/12/2011

NORMA: ISRM - ASTM D5731 - 03

MUESTRA No.	DESCRIPCION	TIPO ENSAYO	DIAMETRO (mm)	ALTURA (mm)	Peso Natural (g)	DISTANCIA "D" (mm)	CARGA "P" (Kg)	Is (Kg/cm ²)	Is ₅₀ (Kg/cm ²)
1	M3 - DB	IRREGULAR	****	32,2	264,4	32,2	1182,9	113,9	93,5


ING. CESAR MONROY B.
JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA.



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

INDICE DE CARGA PUNTUAL

INF.No.11-3842
HOJA 3 de 4

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M4 - VS
FECHA DE EXTRACCION: *****
PROFUNDIDAD: *****

FECHA DE ENSAYO: 12/12/2011

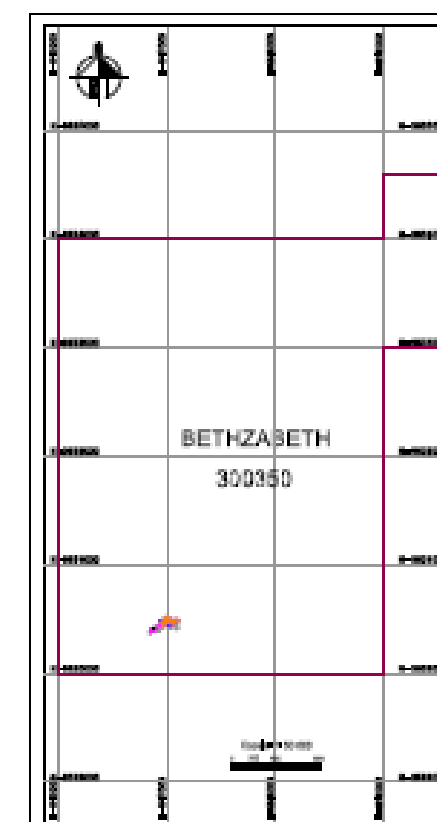
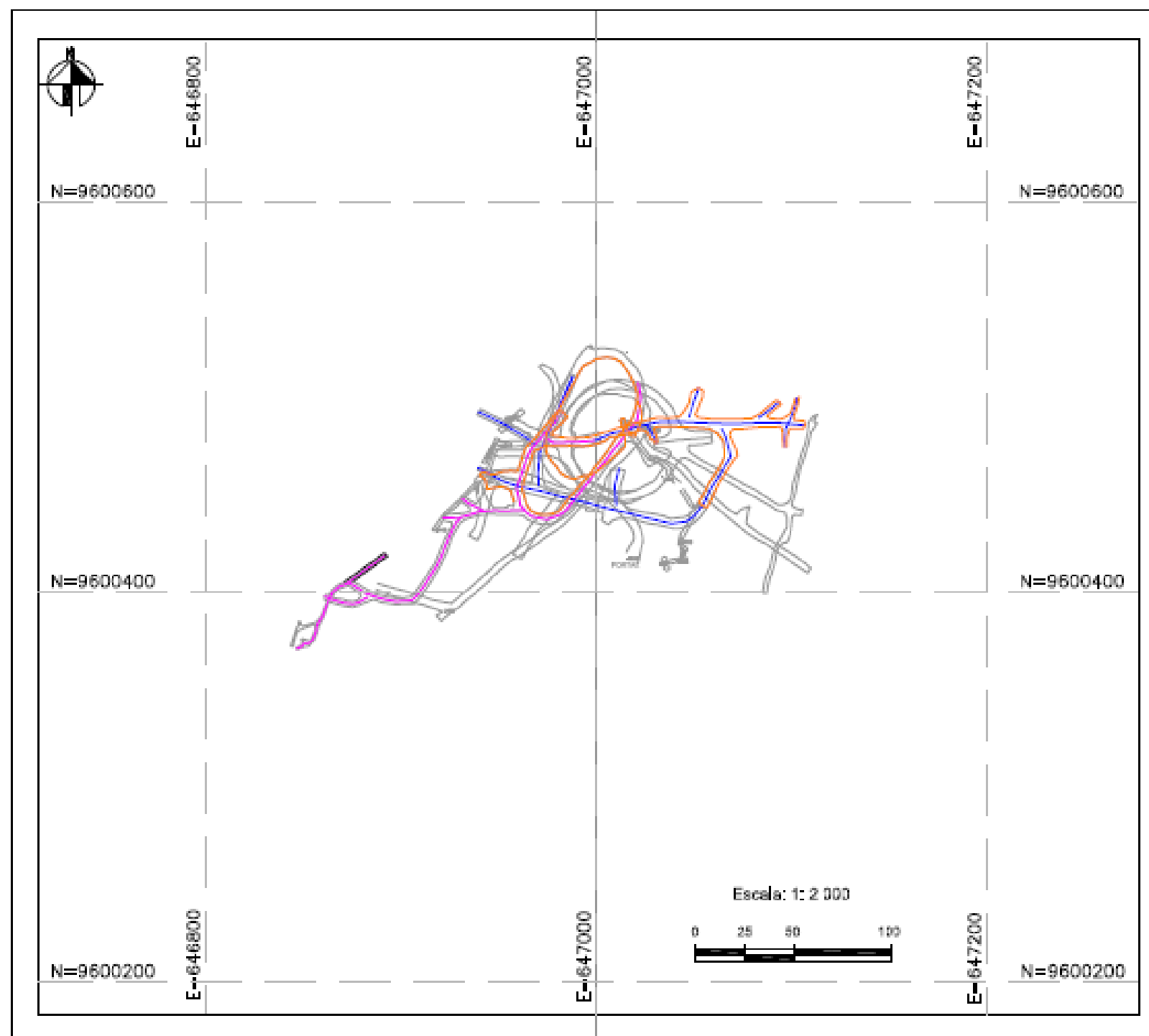
NORMA: ISRM - ASTM D5731 - 03

MUESTRA No.	DESCRIPCION	TIPO ENSAYO	DIAMETRO (mm)	ALTURA (mm)	Peso Natural (g)	DISTANCIA "D" (mm)	CARGA "P" (Kg)	Is (Kg/cm ²)	Is ₅₀ (Kg/cm ²)
1	M4 - VS	IRREGULAR	****	30,2	199,2	30,2	331,8	36,3	29,0


ING. CESAR MOLLOY
JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA.

ANEXO F
MAPA DE AVANCE DE LABORES MINERAS

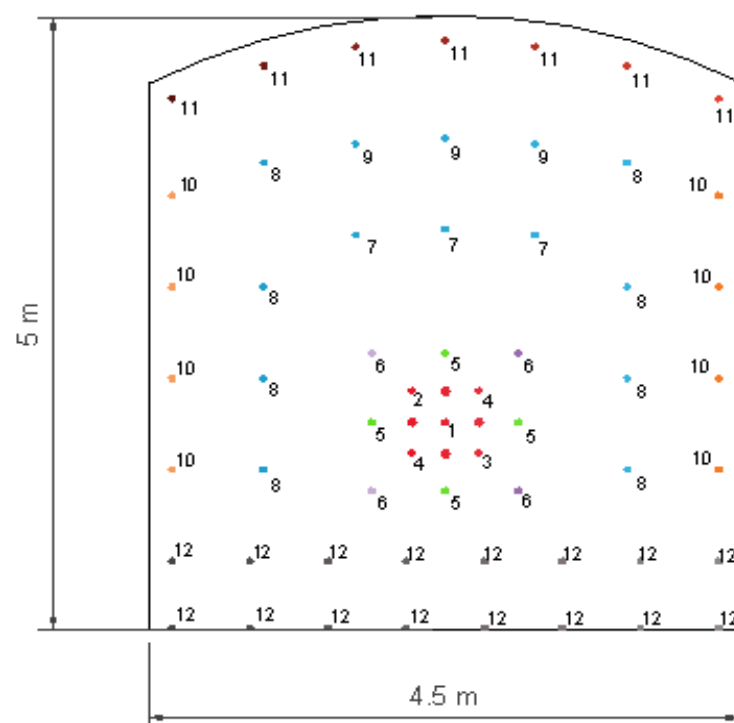


LEYENDA	
	Bethzabeth
	Declive
	Avance Enero-Junio 2011
	Avance Julio-Diciembre 2011

ELIPE S.A.		
INFORME SEMESTRAL DE PRODUCCION PERIODO JULIO - DICIEMBRE DEL 2011 BETHZABETH Código 000000		
MAPA: Avances Julio a Diciembre 2011		
ELABORADO POR: DISEÑADOR DE ELIPE S.A.	REVISADO POR POR: Ing. Rodrigo Ríos	
REVISADO POR: DISEÑADOR DE ELIPE S.A.	REVISADO: Delfa	FECHA: Julio 2011

ANEXO G
DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO EN LA
RAMPA PRINCIPAL

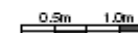
DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO DE LA RAMPA PRINCIPAL



Leyenda	
♦	Cuele
♦	Contraquele
♦	Sobreayudas
♦	Destroza
♦	Hastiales
♦	Techo
♦	Zapateras

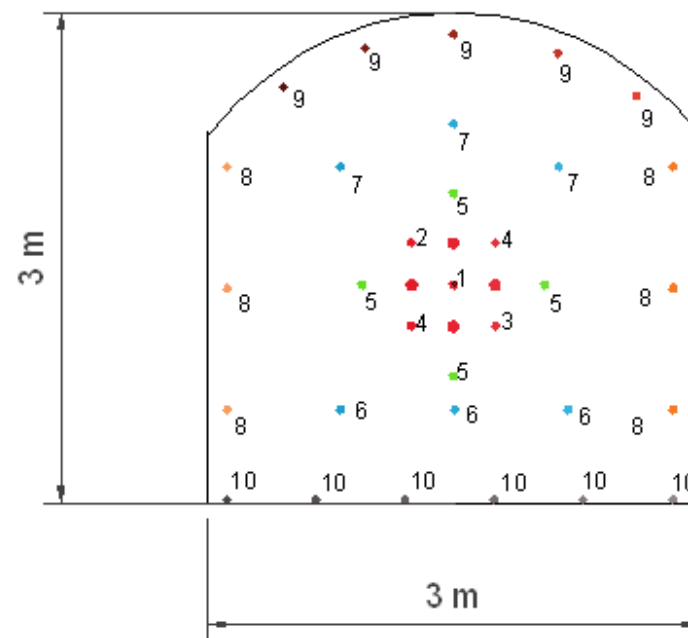
ESCALA 1:50

ESCALA GRÁFICA



ANEXO H
DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO EN EL
CROSS-CUT

DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO DEL CROSS CUT

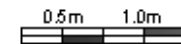


Leyenda

- Orele
- Contracole
- Sobrecargas
- Destroza
- Hastiales
- Teclio
- Zapateras

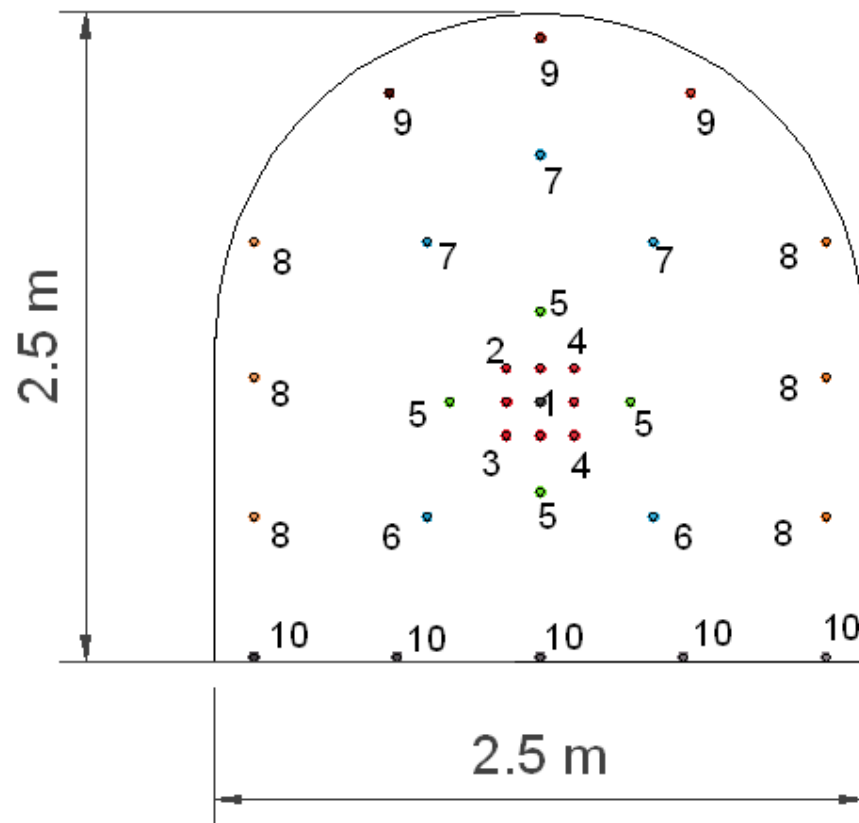
ESCALA 1:40

ESCALA GRÁFICA



ANEXO I
DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO EN EL
STOPE

DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO DEL STOPE

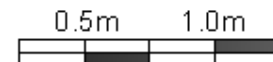


Leyenda

- Cuele
- Contracuele
- Sobreayudas
- Destroza
- Hastiales
- Techo
- Zapateras

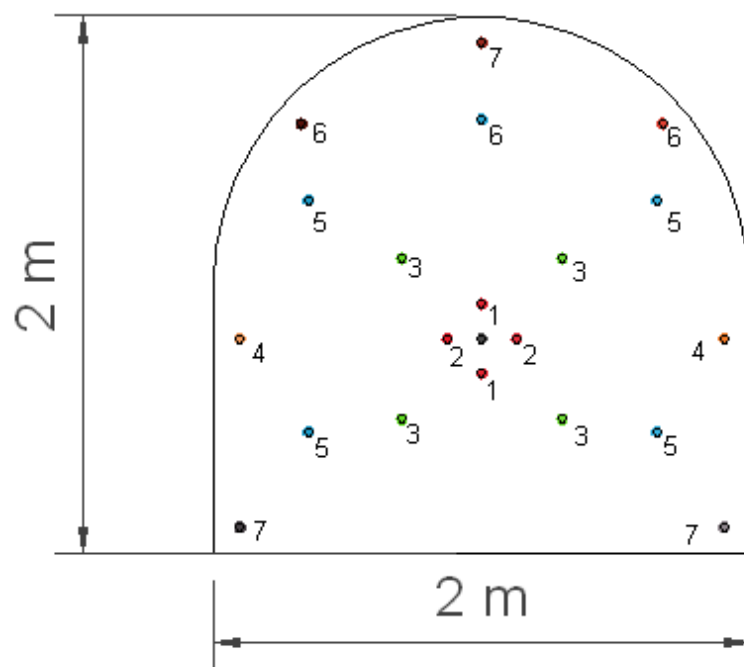
ESCALA 1:25

ESCALA GRAFICA



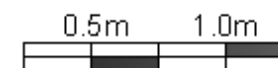
ANEXO J
DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO EN LA
CHIMENEA

DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO DE CHIMENEAS



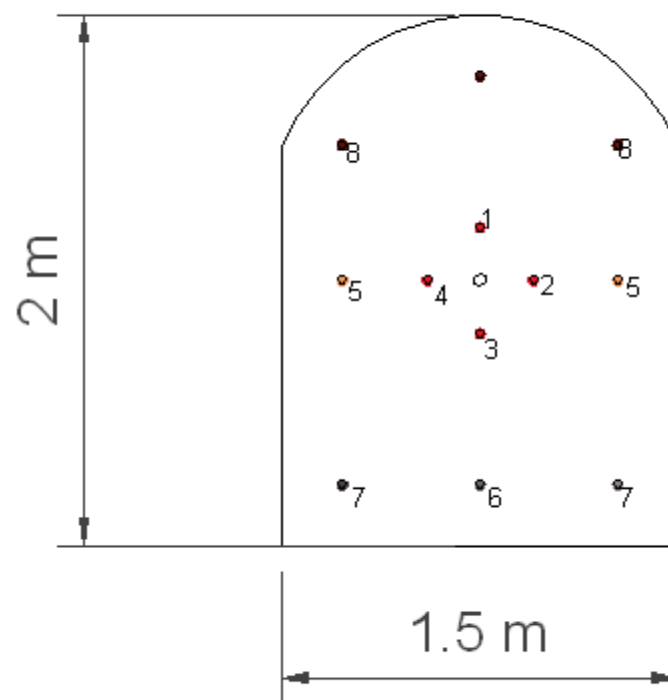
ESCALA 1:25

ESCALA GRAFICA



ANEXO K
DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO EN LA
CHIMENEA INCLINADA

DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO EN CHIMENEA INCLINADA

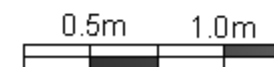


Leyenda

- Cuele
- Hastiales
- Techo
- Zapateras

ESCALA 1:25

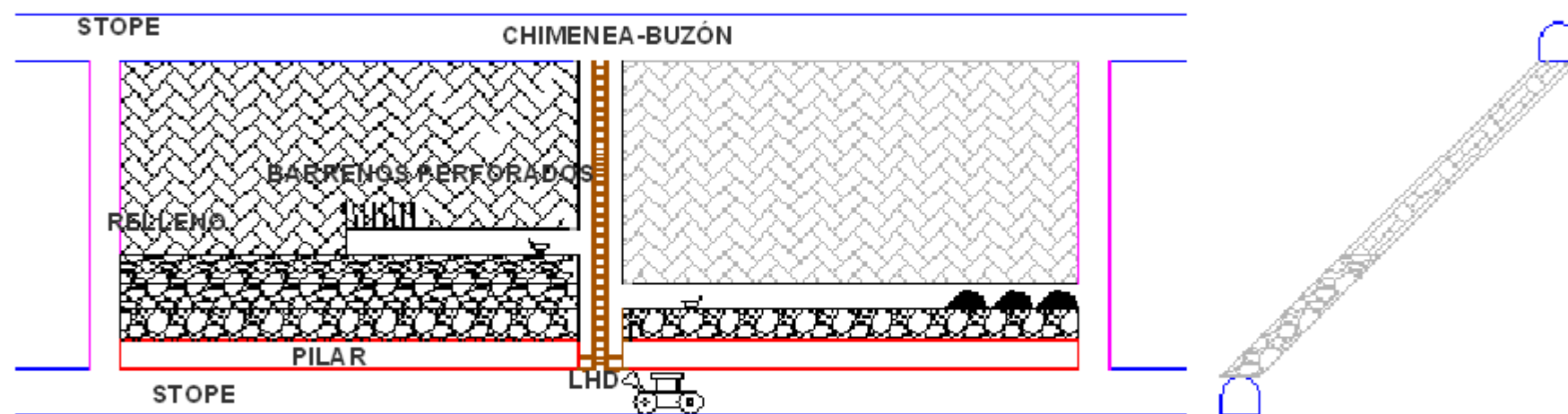
ESCALA GRAFICA



ANEXO L

VARIANTE OVERHAND STOPING POR FRANJAS HORIZONTALES

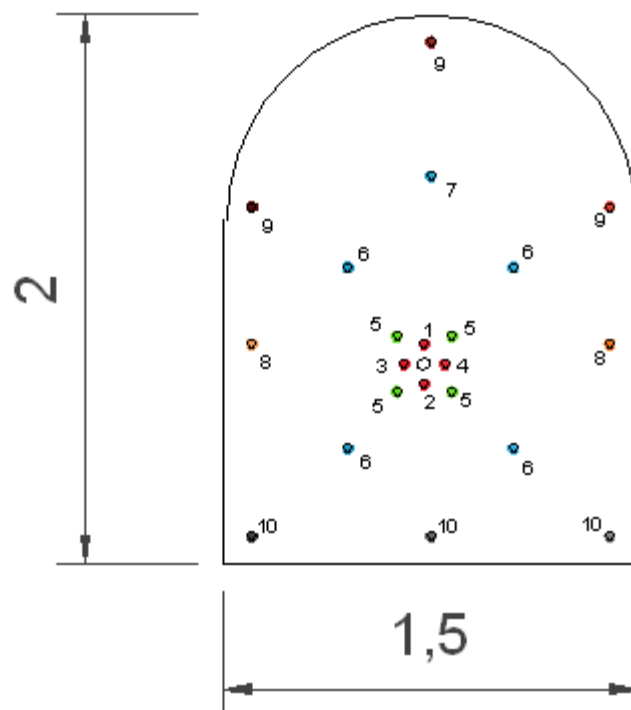
VARIANTE OVERHAND POR FRANJAS HORIZONTALES



UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR	
FACULTAD DE INGENIERIA EN GEOLOGIA, MINAS, PETROLEOS Y AMBIENTAL	
CARRERA DE INGENIERIA DE MINAS	
Realizado por: María José Suárez	
Marzo-2012	ESCALA 1:400

ANEXO M
DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO DE LA
PRIMERA FRANJA

DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE DISPARO DE LA PRIMERA FRANJA

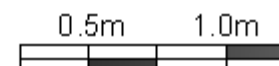


Leyenda

- Cuele
- Contra-cuele
- Destroza
- Hastiales
- Techo
- Zapateras

ESCALA 1:25

ESCALA GRAFICA



ANEXO N
MAPA DE RIESGOS

SIMBOLOGIA			
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO
	RIESGO DE DESBORDAMIENTO		RIESGO DE DESBORDAMIENTO

LEYENDA DE SIMBOLOS

LEYENDA DE SIMBOLOS

LEYENDA DE SIMBOLOS

ELABORADO POR	REVISADO POR	APROBADO POR
ING. ROBERTO GARCIA	ING. ROBERTO GARCIA	ING. ROBERTO GARCIA
FECHA DE ELABORACION	FECHA DE REVISACION	FECHA DE APROBACION
15/05/2010	15/05/2010	15/05/2010

HISTORIA DE LAS EDICIONES		
FECHA	FECHA DE CAMBIO	FECHA DE CAMBIO
15/05/2010	15/05/2010	15/05/2010

1505 - 1475 m.s.n.m



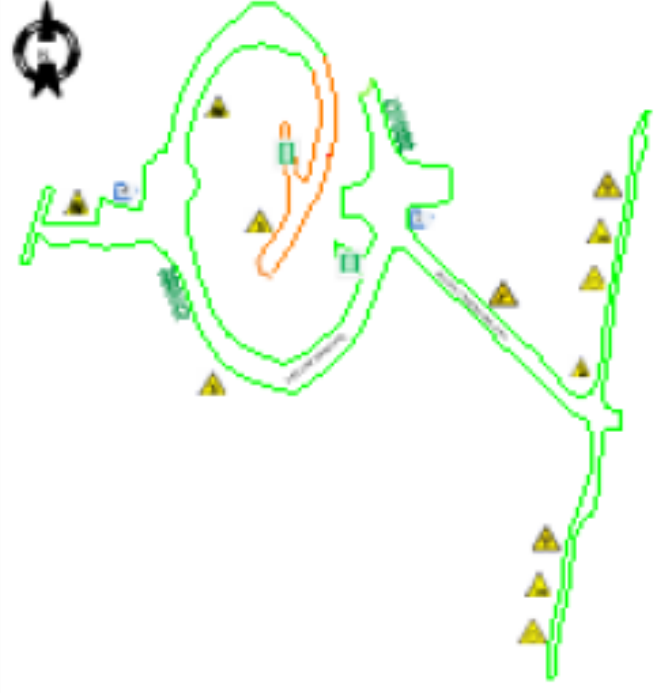
1475 - 1450 m.s.n.m



1450 - 1440 m.s.n.m



1440 - 1410 m.s.n.m

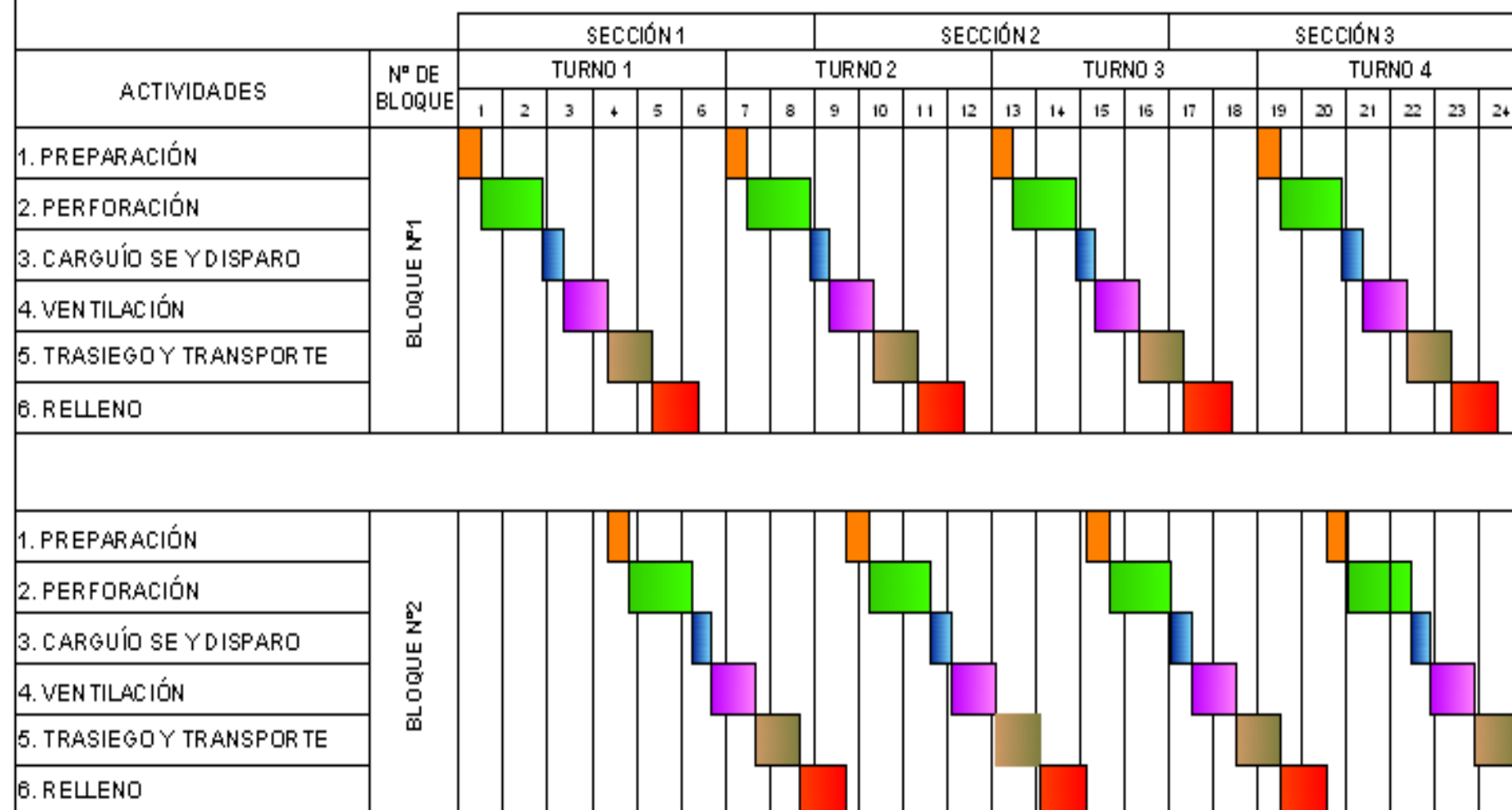


1410 - 1375 m.s.n.m



ANEXO O
CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES PARA LA EXPLOTACIÓN

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES PARA LA EXPLOTACIÓN



ANEXO P
GLOSARIO

Cut and fill: Método de explotación subterránea, se aplica por lo general en cuerpos de forma tabular verticales o subverticales, de espesor variable. Consiste en excavar el mineral por tajadas horizontales en una secuencia ascendente (realce) partiendo de la base del caserón. Todo el mineral arrancado es extraído del caserón. Cuando se ha excavado una tajada completa, el vacío dejado se rellena con material de préstamo que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente.

Rampa (Decline): Una labor minera subterránea o una galería inclinada que sirve de acceso a las labores mineras, desde la superficie, o como conexión entre niveles de una mina subterránea.

Desarrollo minero: Fase del Ciclo Minero que empieza desde la confirmación de la existencia de los depósitos minerales hasta el comienzo de su explotación.

Comprende el conjunto de actividades que permiten el acceso al yacimiento y el establecimiento de la infraestructura del proyecto para asegurar la rentabilidad de la mina en concordancia con la legislación vigente. Incluye la adquisición de derechos y permisos para iniciar la explotación, el diseño detallado y la construcción de las obras de infraestructura, el diseño y el planeamiento detallado de la explotación, la selección de zonas para botaderos y manejo de estériles, la compra de equipos y materiales, la preparación de presupuestos y la financiación del proyecto, entre otros. Su duración varía de acuerdo con las características y el tamaño del proyecto, desde varios meses a 2 ó 3 años. El objetivo principal del desarrollo es llevar la mina hasta el nivel máximo de operación con el mínimo de inversión.

Explotación de mina: Proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y el desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral.

Mina: Excavación que tiene como propósito la explotación económica de un yacimiento mineral, la cual puede ser a cielo abierto, en superficie o subterránea. 2. Yacimiento mineral y conjunto de labores, instalaciones y equipos que permiten su explotación racional.

Mineral: Sustancia homogénea originada por un proceso genético natural con composición química, estructura cristalina y propiedades físicas constantes dentro de ciertos límites.

Mineral Económico: Material que contiene uno o más minerales o metales, cuyo valor es mayor que todos los costos necesarios para su extracción y su tratamiento.

Overhand: Variante Del método cut and fill, que consiste en comenzar el trabajo de arranque desde la base.

Roca de caja: Se dice de la roca o del material de vena que prácticamente no contiene minerales de valor recuperables, que acompañan a los minerales de valor y que es necesario remover durante la operación minera para extraer el mineral útil.

Sostenimiento: Se refiere al uso estructural de ciertos elementos para controlar la deformación o la caída de la roca de techo y paredes en las labores subterráneas.

Transporte: Movilización o desplazamiento de materiales como mena, carbón, estéril, insumos y otros, de un lugar a otro por cualquier medio manual o mecanizado.

Ventilación: Operación encargada de llevar aire fresco y puro a los frentes de explotación y evacuar de ellos el aire viciado o enrarecido, por medio de recorridos definidos en las diferentes secciones de la mina.

Veta: Cuerpo de roca tabular o laminar que penetra cualquier tipo de roca. Se aplica este término particularmente para intrusiones ígneas de poco espesor como diques o silos y cuyos componentes más comunes son cuarzo o calcita.

Yacimiento: Es una acumulación natural de una sustancia mineral o fósil, cuya concentración excede el contenido normal de una sustancia en la corteza terrestre (que se encuentra en el subsuelo o en la superficie terrestre) y cuyo volumen es tal que resulta interesante desde el punto de vista económico, utilizable como materia prima o como fuente de energía.

CURRICULUM VITAE

DATOS PERSONALES

Apellidos	:	Suárez Mendoza
Nombres	:	María José
Cédula de identidad	:	131048238-3
Lugar de nacimiento	:	Manabí, Portoviejo, 29 de septiembre de 1987.
Estado civil	:	Soltera
Domicilio	:	Sangolquí, "El Colibrí" Calle "B"
Teléfono	:	097354297 - 022332207
E-mail	:	majo_sm19@yahoo.com

FORMACION ACADÉMICA

Universitarios	:	Universidad Central del Ecuador Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental Carrera de Ingeniería de Minas Realizando la tesis
Estudios Secundarios	:	Colegio Nacional "Portoviejo" (Portoviejo)
Estudios Primarios	:	Escuela "Francisco Pacheco" (Portoviejo)

MERITOS Y GALARDONES

- Certificado de Estímulo "Alto Puntaje", Cuarto Semestre (2008)
- Certificado de Estimulo "Alto Puntaje", Quinto Semestre (2009)
- Certificado de Estimulo "Alto Puntaje", Sexto Semestre (2009)

- Representante en la Junta De Escuela de Ingeniería de Minas (Septiembre 2009-Septiembre 2010)
- Ayudante de Cátedra. Introducción a la Ingeniería de Minas. (Enero-Diciembre 2010)

TALLERES Y CURSOS

- Inglés: Principiantes (I, II, III) e Intermedios (I, II, III). Universidad Técnica de Manabí. Portoviejo. (2004-2005)
- Auxiliar Técnico en Computación. SECAP. Portoviejo. (2005)
Duración: 120 horas.
- Taller de Franqueo de Galerías Mineras Subterráneas. Universidad Central del Ecuador. Quito. (2008).
Duración 15 horas.
- Curso de Seguridad e Higiene Industrial. FERLAT. Quito. (17 y 24 de octubre de 2009).
Duración: 8 horas
- Auxiliar Técnico en AUTOCAD 2D-3D. SECAP. Quito (10 de enero-15 de marzo de 2011).
Duración: 90 horas
- Curso de Capacitación: "Programa de Seguridad y Salud Ocupacional". CHEM Consultores. Quito (22 y 23 de febrero de 2012)
Duración: 16 horas.
- Curso de Capacitación: "Topografía Básica-Estación Total. Colegio de Ingenieros Civiles de Pichincha. Quito (3 - 25 de marzo de 2012)
Duración: 40 horas.

SEMINARIOS Y OTROS

- Primer Seminario Internacional “Adelantos en la Exploración de Yacimientos Auríferos”. FUNGEOMINE. Quito (27 y 28 de noviembre de 2009).

Duración: 15 horas

- Participación como Expositora 1era. Feria Expomundo Comercial 2009 Rueda de Negocios y el 1er. Congreso Internacional de las Ingenierías. Quito. (17, 18, 19 y 20 de diciembre de 2009)

- Conferencia Técnica “Aplicación de la Geomecánica para el Sostenimiento de la Mina Atacocha-Perú”. Universidad Central del Ecuador. Quito. (4 de junio de 2010)

Duración: 4 horas

- Primer Seminario Taller Internacional sobre Patrimonio Geológico, Minero y Metalúrgico. INIGEMM. Loja (7 y 8 de junio de 2010)

Duración: 16 horas

- Seminario Minería, Ambiente y Salud en el Ecuador. UTE (13 y 14 de octubre de 2010)

Duración: 8 horas

- Propiedades de los Explosivos, Sistemas de Iniciación y Normas de Seguridad en el almacenamiento, Transporte y Uso de Explosivos. ASOFIGEMPA-EXPLOCEN. (27 de octubre de 2010)

Duración: 4 horas

- Primer Congreso Internacional Gestión de Riesgos, Ambiente y Energías Alternativas. CYGMYP. Quito. (10,11 y 12 de Noviembre 2010)

Duración: 30 horas

PRÁCTICAS PRE-PROFESIONALES

- HOLCIM-Ecuador. Planta de Agregados “Picoazá”. Concesión Minera “Cerro de Hojas”. Portoviejo. 14 de agosto-14 de septiembre 2008
- Sultana del Cóndor Minera S. A. Concesión Minera “Sultana Unificada”. Zamora. Agosto 2009
- Sociedad Minera Liga de Oro. SOMILOR. Concesión Minera “Bella Rica”. Ponce Enríquez. Agosto 2010
- HIGGECO. Proyecto “Metro de Quito”. Quito. Mayo-Junio 2011
- Compañía Minera ELIPE S.A. Concesión Minera “Bethzabeth”. Ayapamba. Agosto 2011

EXPERIENCIA LABORAL

- Colaboración Informe de Producción Julio-Diciembre 2011, Concesión Minera: “Ana Michelle”.
- Colaboración Informe de Producción Julio-Diciembre 2011, Concesión Minera: “Soroche Unificado”.
- Colaboración Informe de Producción Julio-Diciembre 2011, Concesión Minera: “Barbasco 1A”.
- Colaboración Informe de Producción Julio-Diciembre 2011, Concesión Minera: “Bethzabeth”.
- Colaboración Informe de Producción Julio-Diciembre 2011, Concesión Minera: “Svetlana”.
- Colaboración Informe de Producción Julio-Diciembre 2011, Concesión Minera: “Svetlana 1”.

REFERENCIAS PERSONALES

- Ing. Carlos Ortiz, Director Carrera de Ingeniería de Minas.
Teléfono: 095831841
- Ing. José Hidalgo, Gerente HIGGECO

Teléfono: 099444132

- Ing. Marcelo Apolo, Técnico SOMILOR S.A

Teléfono: 097458418

María José Suárez Mendoza

CI:131048238-3